

DISEÑO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DEL YACIMIENTO DE CALIZA
MODULO NORTE DE LA MINA LA ESPERANZA, MUNICIPIO LA CALERA -
CUNDINAMARCA

JULIO ANDRÉS CONTENTO FRANCO
COD: 52-039586
ISAÍ DAVID PINTO CERVANTES
COD: 52-064745

UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA Y TECNOLÓGICA DE COLOMBIA
FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO
ESCUELA DE INGENIERÍA DE MINAS
2014

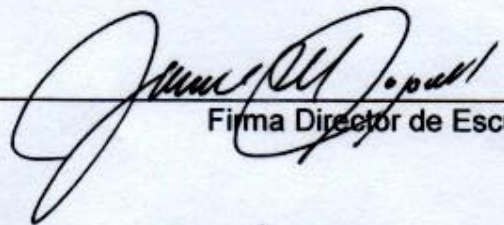
DISEÑO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DEL YACIMIENTO DE CALIZA
MODULO NORTE DE LA MINA LA ESPERANZA, MUNICIPIO LA CALERA -
CUNDINAMARCA

JULIO ANDRÉS CONTENTO FRANCO
COD: 52-039586
ISAÍ DAVID PINTO CERVANTES
COD: 52-064745


MÓNICA PORRAS
Ingeniero en minas
Directora

UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA Y TECNOLÓGICA DE COLOMBIA
FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO
ESCUELA DE INGENIERÍA DE MINAS
2015

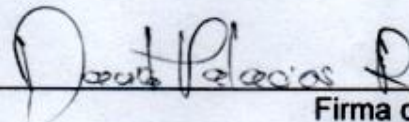
NOTA DE ACEPTACIÓN



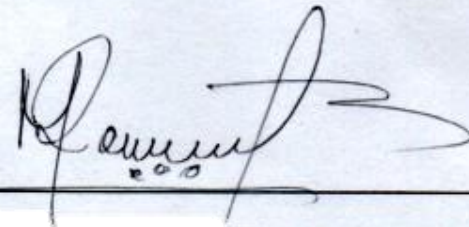
Firma Director de Escuela



Firma Director del Proyecto



Firma del Jurado



Firma del Jurado

Sogamoso, 25 de Febrero 2015.

DEDICATORIA

Este logro quiero dedicárselo a todas las personas que han estado siempre conmigo apoyándome, principalmente a mi mamá Betty Cervantes Estrada, que siempre estuvo ahí para mí te quiero mucho y siempre estarás en mi corazón.

A mis abuelos Emilia Estrada y Alvaro Cervantes, gracias sin ellos este logro no sería posible les debo todo muchas gracias los quiero mucho.

A mis hermanos y mi padre Evergisto Pinto, gracias papá.

Y al amor de mi vida Belsy Santos, gracias mi vida por estar conmigo en momentos difíciles y apoyarme y brindarme siempre tu cariño muchas gracias te amo.

Para mis amigos que también fueron compañeros de lucha en esta carrera Julián Molano, Breiner Vanegas, Diego Mendieta, Magola Suárez, y muchos más que siempre fueron parceiros gracias.

Y a mi hermanazo, mejor amigo Andrés Conzento, hermano mucho más que un amigo, muchas gracias luchamos juntos codo a codo toda la carrera amigazo lo quiero mucho, gracias, conseguimos este logro.

Isai David Pinto Cervantes

DEDICATORIA

A mi madre Flor María Franco Gaitán por ser el mejor ejemplo y apoyo que una persona puede tener, demostrando que lo más importante es la familia y que juntos siempre se logran cosas muy grandes. ¡Gracias Madre Linda!

A mi figura paterna José Orlando Pabón Martínez (Q.E.P.D.) por ser el padre que siempre hizo falta y demostrar que lo más importante es tener el empeño de sacar adelante una familia. Siempre vas a ser mi padre.

A mis hermanos Roland Giovanni Conzento Franco, Jessica Diviana Conzento Franco y Angie Nataly Franco Gaitán por ser parte de mi vida como los grandes amigos confidentes.

A mis abuelos Pablo Franco Alonso y María Del Carmen Gaitán Franco por ser el gran ejemplo.

A mis tíos Carlos Julio, José Elías, Eduardo y Ramiro Franco Gaitán que siempre tuvieron confianza y apoyaron para salir adelante.

A mi grupo de compañeros, colegas y amigos que siempre han demostrado la confianza puesta en mí Rafael Edilson Ramírez Arévalo, Julián Andrés Molano Ramírez, Breiner David Vanegas Pérez por su ayuda, asesoramiento y ser los mejores amigos estando ahí.

A Maru Barrios Monsalve por brindarme su amor y cariño siendo incondicional. ¡Muchas Gracias Amor!

A mi mejor amigo y hermano del alma quien hace parte de este logro Isai David Pinto Cervantes por estar en las buenas y las malas luchando junto a mí saliendo adelante. ¡Gracias hermano del alma!

Julio Andrés Conzento Franco

AGRADECIMIENTOS

Los autores del proyecto expresan sus más sinceros agradecimientos a:

Cemex Colombia empresa que permitió el desarrollo de este proyecto.

SAMITH MAURICIO BOTERO BOTERO, Ingeniero de Minas y Metalurgia, codirector del proyecto.

RAFAEL PÉREZ ESPITIA, Ingeniero Geólogo.

Mónica Porras, Ingeniera en Minas, Directora del Proyecto.

ELKIN DAVID PALACIOS, Ingeniero de Minas, Jurado.

SEGUNDO MANUEL ROMERO BALAGUERA, Ingeniero de Minas, Jurado.

AURA QUIJANO, Secretaria de la Escuela de Ingeniería de Minas.

Al cuerpo docente y administrativo de la Escuela de Ingeniería de Minas.

Profesores y compañeros por el apoyo y ayuda prestada.

Facultad Seccional Sogamoso.

La Universidad Pedagógica Y Tecnológica De Colombia por gestionar los conocimientos aplicados en el proyecto.

TABLA DE CONTENIDO

| | Pag. |
|--|------|
| RESUMEN | 14 |
| INTRODUCCIÓN | 15 |
| OBJETIVOS | 16 |
| 1. GENERALIDADES | 17 |
| 1.1 Localización | 17 |
| 1.2 Rasgos Fisiográficos | 19 |
| 1.2.2 Clima. | 19 |
| 1.2.2 Hidrografía. | 19 |
| 1.2.3 Flora y Fauna | 19 |
| 1.3 Situación actual de la cantera. | 19 |
| 1.3.1 Infraestructura. | 20 |
| 1.3.2 Vías | 20 |
| 1.3.3 Botadero. | 20 |
| 1.4 Estado legal de la empresa | 20 |
| 2. GEOLOGÍA | 21 |
| 2.1 Geología regional | 21 |
| 2.2 Estratigrafía | 21 |
| 2.2.1 Niveles calcáreos | 23 |
| 2.2.1.1 Kg1 | 25 |
| 2.2.1.2 Kc1 | 26 |
| 2.2.1.3 Kc2 | 27 |
| 2.3. Geología estructural y tectónica | 27 |
| 2.3.1 Continuidad de las calizas | 28 |
| 2.3.1.1 KC1 | 29 |
| 2.3.1.2 KC2 | 29 |
| 2.3.2. Evolución estructural. | 29 |
| 3. ESTUDIO GEOTÉCNICO | 32 |
| 3.1 Análisis geotécnico de rocas | 32 |
| 3.1.1 Caracterización geomecánica del macizo rocoso | 32 |
| 3.1.2 Determinación de las propiedades del macizo rocoso | 45 |
| 3.1.2.1 Determinación de las propiedades físicas | 45 |

| | | |
|---------|---|----|
| 3.1.3 | Clasificación del macizo rocoso | 46 |
| 3.1.4 | Cálculo del factor de seguridad | 54 |
| 4. | DISEÑO MINERO | 55 |
| 4.1 | Cálculo de reservas | 55 |
| 4.1.1 | Relación de descapote | 57 |
| 4.1.2 | Determinación de la línea base para la explotación | 57 |
| 4.1.3 | Situación final del descapote | 57 |
| 4.2 | MÉTODO DE EXPLOTACIÓN | 58 |
| 4.2.1 | Alternativas del método de explotación | 58 |
| 4.2.1.1 | Alternativa uno: banco único | 58 |
| 4.2.1.2 | Alternativa dos: bancos escalonados descendentes | 59 |
| 4.2.1.3 | Alternativa tres: bancos escalonados ascendentes | 59 |
| 4.3 | Selección del método de explotación | 59 |
| 4.3.1 | Diseño de bancos de trabajo para la explotación de caliza | 60 |
| 4.3.2 | Remoción del material estéril | 60 |
| 4.4 | Método de explotación propuesto | 60 |
| 4.4.1 | Labores de desarrollo | 60 |
| 4.4.1.1 | Vías de acceso principales | 60 |
| 4.4.1.2 | Botadero | 61 |
| 4.4.2. | Labores de preparación | 62 |
| 4.4.2.1 | Descapote | 62 |
| 4.4.2.2 | Manejo de capa vegetal | 62 |
| 4.4.2.3 | Vías de preparación | 62 |
| 4.4.3 | Labores de explotación | 63 |
| 4.4.3.1 | Diseño de bancos | 63 |
| 4.4.4 | Secuencia y avance de la explotación. | 65 |
| 4.4.4.1 | Arranque y cargue. | 65 |
| 4.4.4.2 | Transporte | 67 |
| 4.4.4.3 | Producción. | 68 |
| 4.5 | Cronograma de actividades | 69 |
| 5. | IDENTIFICACIÓN DE IMPACTOS AMBIÉNTALES | 70 |
| 5.1 | Identificación de impactos ambientales | 70 |
| 5.1.1 | Modificación del paisaje | 73 |
| 6. | EVALUACIÓN ECONÓMICA Y FINANCIERA | 74 |

| | | |
|-----------------|---|----|
| 6.1 | Inversiones a realizar | 74 |
| 6.1.1 | Costo por mano de obra. | 74 |
| 6.1.2 | Costo por herramientas, materiales, suministros generales | 74 |
| 6.1.3 | Administración | 74 |
| 6.1.4 | Depreciación | 78 |
| 6.2 | Evaluación económica | 79 |
| 6.2.1 | Flujo de caja a valor constante | 79 |
| 6.2.2 | Valor presente neto y tasa interna de retorno TIR | 81 |
| CONCLUSIONES | | 82 |
| RECOMENDACIONES | | 83 |
| BIBLIOGRAFÍA | | 84 |

LISTA DE CUADROS

- Cuadro 1. Unidades estratigráficas de la región de la calera
- Cuadro 2. Clasificación de sondeos
- Cuadro 3. Aspecto del espaciado
- Cuadro 4. Resumen de las características del macizo rocoso.
- Cuadro 5. Características de la muestra para el cálculo de propiedades físicas
- Cuadro 6. Propiedades físicas de la caliza.
- Cuadro 7. Ángulo de reposo
- Cuadro 8. Ensayo de compresión simple.
- Cuadro 9. Ensayo de carga puntual
- Cuadro 10. Ensayo de desgaste.
- Cuadro 11. Clasificación por puntuación para RMR.
- Cuadro 12. Calculo de reservas.
- Cuadro 13. Volumen de estéril.
- Cuadro 14. Tiempos ciclo excavadora
- Cuadro 15. Cronograma de actividades
- Cuadro 16. Matriz para evaluación de impactos ambientales
- Cuadro 17. Valor de la afectación por componente
- Cuadro 18. Grado de afectación por actividad minera.
- Cuadro 19. Inversiones actuales.
- Cuadro 20. Costos mano de obra.
- Cuadro 21. Costos alquiler de equipos
- Cuadro 22. Costo dotación
- Cuadro 23. Costos herramientas e insumos
- Cuadro 24. Costo concepto regalías
- Cuadro 25. Depreciación
- Cuadro 26. Resumen de costos
- Cuadro 27. Margen de utilidad
- Cuadro 28. Flujo de caja
- Cuadro 29. Tasa interna de retorno RIP y valor presente neto VPN

LISTA DE FIGURAS

- Figura 1. Plano de localización de la mina
- Figura 2. Modelo geológico de la zona del yacimiento
- Figura 3. Diagrama de contorno
- Figura 4. Diagrama de polos
- Figura 5. Diagrama de planos mayores
- Figura 6. Diagrama de rosetas
- Figura 7. Abertura
- Figura 8. Espaciamiento
- Figura 9. Análisis cinemático de falla planar
- Figura 10. Orientación de Intersecciones para cuñas
- Figura 11. Dirección de intersecciones
- Figura 12. Área Inestable
- Figura 13. Falla por Volcamiento
- Figura 14. Criterio de Ruptura
- Figura 15. Cálculo del factor de seguridad Software Slide Método de Janbu.
- Figura 16. Cálculo del factor de seguridad Software Slide Método de Fellenius.
- Figura 17. Cálculo del factor de seguridad Software Slide Método de Fellenius.
- Figura 18. Esquema de la pared final del descapote
- Figura 19. Volqueta HINO FG8J modelo 2012
- Figura 20. División de la mina en zonas
- Figura 21. Topografía de la zona
- Figura 22. Perfil de los bancos de explotación.
- Figura 23. Distancia de la mina a la planta procesadora
- Figura 24. Situación Final de la zona de explotación

LISTA DE FOTOGRAFIAS

Fotografía 1. Angulo de reposo

Fotografía 2. Probetas de ensayo de compresión simple

LISTA DE PLANOS

- Plano No. 1: Plano Topográfico Mina La Esperanza Zona Norte
- Plano No. 2: Plano Geológico Mina La Esperanza Zona Norte
- Plano No. 3: Plano Topográfico de la Fosa de Excavación
- Plano No. 4: Secciones de los bancos de explotación
- Plano No. 5: Secciones de los bancos de explotación
- Plano No. 6: Plano de Recuperación Geomorgológica y Paisajística

LISTA DE ANEXOS

- ANEXO A. Laboratorios de compresión Simple
- ANEXO B. Laboratorio de desgaste
- ANEXO C. Tabla de diaclasas tomadas.
- ANEXO D. Tabla de Techo y muro KG1.
- ANEXO E. Tabla de Techo y muro KC1.
- ANEXO F. Tabla de Techo y muro KC2.
- ANEXO G. Cuadro. Clasificación de macizos rocosos.
- ANEXO H. Cuadro de corrección por rumbo de las discontinuidades.
- ANEXO I. Cuadro de Puntuación GSI.
- ANEXO J. Cuadro de estimación de la constante m_i .
- ANEXO K. Cuadro de estimación del factor de perturbancia D.
- ANEXO L. Fotografías de la zona
- ANEXO M. Figuras Surpac.
- ANEXO N. Reservas Surpac (PDF)
- ANEXO O. CD ROM;
 - Topografía (Surpac)
 - Planos (AutoCAD)
 - Modelo geológico de la zona (Surpac)
 - Diseño método de explotación (Surpac)
 - Calculo de reservas Surpac (PDF)

RESUMEN

El presente proyecto obedece a un diseño del método de explotación de calizas, por ende, presenta prioridad el estudio que se desea realizar para el soporte técnico de los diseños propuestos con el fin de mejorar los procesos extractivos y permitir una restauración progresiva de los terrenos afectados por la explotación en la mina la Esperanza que es objeto de estudio. Se requiere explotar esta caliza, para el uso en la empresa de Cemex Colombia, para uno de los procesos industriales en la realización del cemento que produce esta empresa. El trabajo se soportara en argumentos teóricos y empíricos, los cuales a través del estudio que se desea realizar se conceptualizaran e interpretaran para acceder a parámetros relevantes de diseño y decisiones.

En el primer capítulo se describe de manera general la situación actual de la mina manifestando información de primer orden (ubicación del área de estudio, fisiografía, bloques de explotación, botadero, situación legal) que permite identificar claramente la misión y la visión de la empresa. El segundo capítulo nos permite conocer y relacionarnos directamente con el sujeto de estudio, manifestando las características litológicas, estructurales y geomorfológicas del área en estudio e identificando química y petrográficamente los porcentajes de elementos que propician el interés económico del yacimiento.

El estudio geotécnico expuesto en el capítulo tres, involucra un estudio detallado del macizo rocoso que permite concluir la viabilidad técnica del descapote y de la explotación de caliza; un análisis minucioso del material estéril y del subsuelo, identificando las propiedades resistentes de cada material y obteniendo parámetros como capacidad portante.

El cuarto capítulo involucra al diseño minero como tal, retomando los conceptos expuestos en los capítulos anteriores para definir los parámetros de diseño que permiten establecer un método de descapote y explotación, precisar la rentabilidad económica implementando un sistema a cielo abierto, analizar el rendimiento de la maquinaria y equipos de mayor relevancia en la operación minera, determinar la situación final del descapote y la explotación. Los capítulos anteriores se compilan en el estudio económico y financiero, donde se analiza los costos anuales determinando la viabilidad económica con base en la rentabilidad que ofrece el proyecto.

INTRODUCCIÓN

En la última década la minería ha obtenido un gran desarrollo, cumpliendo un papel muy importante en el aumento del producto interno bruto dando como resultado un aumento de la economía del país, por tanto es indispensable optimizar la explotación de los recursos no renovables por medio de la investigación de los terrenos donde se encuentra esta actividad y la implementación de planes y tecnologías que permitan una mayor extracción sin pérdidas significativas para los empresarios.

La mina La Esperanza necesita un diseño de que tal forma, que se acomode a las propiedades del macizo rocoso para el desarrollo del proyecto, ya que la mina no cuenta con diseño definido aún y se desea evaluar un escenario que cumpla un alcance para el proyecto de explotación máxima de 3 años que es lo que desea la empresa CEMEX titular del área de concesión, ya que esta es una estimación previa de las reservas que podrían existir en dicha concesión, se deberá ejecutar un diseño para este periodo de tiempo para la mina la Esperanza, que es objeto de estudio.

El Diseño minero es una herramienta fundamental que se aplica en las Unidades de Producción de Empresas Mineras, con el fin de entender, controlar y mejorar los procesos productivos propiciando mejores ganancias, un mayor desarrollo sostenible y un adecuado manejo del medio ambiente, para lograr esto se debe de evaluar la situación actual de la mina donde se realizara el proyecto y de esta manera conocer los estados, debilidades y fortalezas existentes, con el fin de evaluarlas y someterlas a un diseño.

OBJETIVOS

○ OBJETIVO GENERAL

Realizar un diseño de explotación del módulo norte de la mina la “La esperanza” propiedad de CEMEX COLOMBIA S.A.

○ OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Realizar un estudio geológico local en el área para la identificación de los rasgos estructurales presentes.
- Cuantificar las reservas minerales del yacimiento de caliza.
- Caracterizar e identificar el tipo de material mediante ensayos químicos y físicos.
- Realizar la caracterización física y mecánica del macizo rocoso
- Establecer las alternativas de explotación a las condiciones del yacimiento de caliza.
- Evaluar la viabilidad y rentabilidad económica del proyecto minero
- Realizar el diseño del método minero del módulo norte de la mina La Esperanza.
- Analizar, las alternativas favorables en el diseño del método minero
- Consolidar el diseño minero para la explotación de caliza.

1. GENERALIDADES

1.1 LOCALIZACIÓN

La mina “La Esperanza” con Contrato de concesión 4189 perteneciente a la empresa CEMEX COLOMBIA S.A. que contiene un área de 59.6Ha, se encuentra ubicada en la Calera – Cundinamarca dentro de las coordenadas que se encuentran en el cuadro 1.

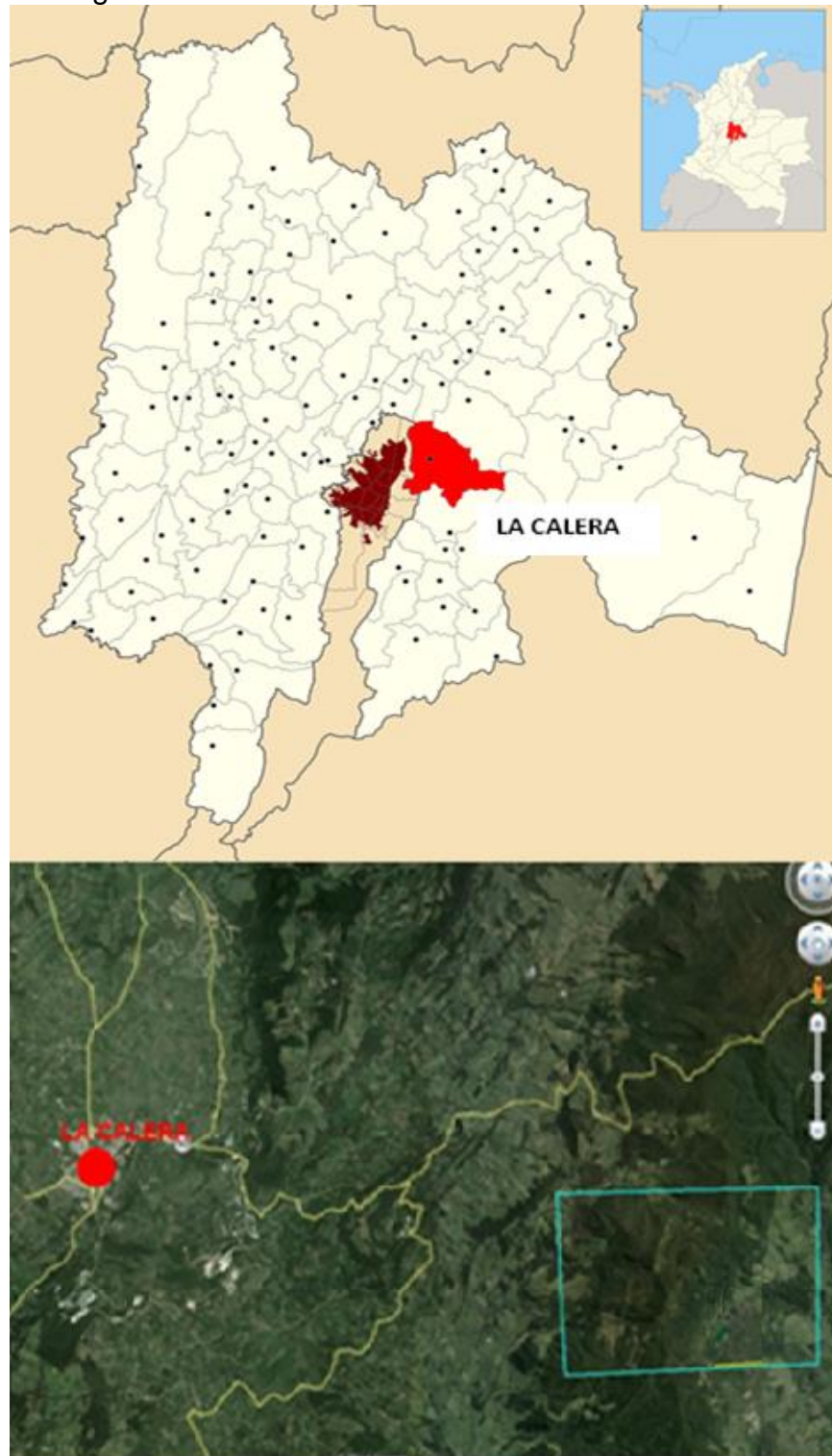
Cuadro 1: Coordenadas del área de concesión

| PUNTO | COORDENADA EN NORTE | COORDENADA EN ESTE |
|-------|---------------------|--------------------|
| 1 | 1'019.130 | 1'013.180 |
| 2 | 1'023.130 | 1'013.180 |
| 3 | 1'023.130 | 1'010.680 |
| 4 | 1'019.130 | 1'010.680 |
| 5 | 1'019.130 | 1'011.370 |

Fuente minuta del contrato de concesión

La mina La Esperanza se encuentra ubicada en el municipio de La Calera al Este del municipio, para llegar a la mina partiendo de La Calera, Cundinamarca por carretera pavimentada que conduce a Chingaza que a 11Km se desvía hacía la planta Santa Rosa, planta de cemento, que a 14km de ésta se encuentra el título 4189 de propiedad de CEMEX con el Módulo Norte de La Esperanza.

Figura 1. Plano de localizacion de la mina



1.2 RASGOS FISIAGRÁFICOS¹.

1.2.1 Clima. El clima de la región se define como semihúmedo de tierras frías, con una temperatura media anual de 17°C, altura entre 2300 y 3140 m.s.n.m y una precipitación media de 800 milímetros por año.

1.2.2 Hidrografía. El área no se encuentra influenciada por ningún tipo de cuerpo de agua importante de la zona, existen pequeñas quebradas próximas a la zona de explotación.

1.2.3 Flora y fauna. Existe una vegetación variada definida por las características de las rocas y suelos que presenta; de esta forma se observan especies como el muelle, pinos y alisos en zonas húmedo y rico en nutrientes; arbustos como el hayuelo y tuna en sitios arcillosos y rastros, pajonales en lugares donde existe arenisca. De igual manera la fauna está limitada por la existencia de la flora anteriormente descrita y por esta razón no se encuentra un especie representativa de ésta área.

1.3 SITUACIÓN ACTUAL DE LA CANTERA.

La mina La Esperanza se encuentra dividida en tres Zonas de explotación dos de ellas (Zona Central y Zona Sur) se encuentran altamente avanzadas en sus trabajos de explotación la Zona Norte correspondiente al proyecto aún no cuenta con trabajos de preparación, pero en trabajos de desarrollo cuenta con una vía principal de acceso (destapada) y se han realizado trabajos exploratorios en toda la zona, como lo son la perforación para análisis de muestras y cálculos existentes de reservas.

Las reservas de caliza explotadas en las zonas de trabajo de la mina, son enviadas a la Planta Procesadora Santa Rosa, para ser usada como componente en el cemento como proceso industrial y es controlada en su totalidad por la empresa CEMEX COLOMBIA S.A.

¹ Estudio de viabilidad de explotación de la mina La Esperanza Cementos Samper 1990.

1.3.1 Infraestructura. La mina posee una infraestructura acorde a la actividad minera realizada; sin embargo, se deben tener en cuenta consideraciones técnicas tales como el diseño y control de estabilidad de taludes, ubicación de botaderos, mantenimiento de vías, almacenamiento de capa vegetal, estériles y minerales; de igual manera atender a la reglamentación contemplada en el decreto 2222 para construcciones que sirven como soporte a los procesos mineros, de tal forma que éstos se lleven en forma eficiente y segura.

1.3.2 Vías. La mina cuenta con vías de carácter permanente y transitorias a lo largo de sus instalaciones que sirven como soporte a la actividad minera realizada, la vía de acceso principal se encuentra destapada y es apta para el tránsito normal de volquetas, permitiendo un tránsito normal hasta la planta procesadora.

1.3.3 Botadero. En la mina se cuenta con varias explotaciones que se encuentran en ejecución, por lo tanto se tiene una zona de botadero que puede suplir las funciones de botadero también para la zona norte, donde se realiza el diseño de explotación; el botadero se encuentra en las siguientes coordenadas de la zona.

| Norte | Este |
|------------|------------|
| 1022120.06 | 1011095.95 |
| 1022416.01 | 1011095.95 |
| 1022416.01 | 1011398.11 |
| 1022120.06 | 1011398.11 |

Tabla 1. Coordenadas botadero.

1.4 ESTADO LEGAL DE LA EMPRESA

La mina la esperanza se encuentra sujeta al contrato de concesión 4189 propiedad de la empresa CEMEX COLOMBIA S.A, cumpliendo con la legislación vigente y el decreto 2222 de 1993, código de minas, normas ambientales.

2. GEOLOGÍA

2.1 GEOLOGÍA REGIONAL².

A escala regional la zona de estudio forma parte del flanco occidental de una amplia estructura anticlinal de dirección NE-SO, conocida genéricamente como anticlinal de río Blanco.

En el entorno de mina la esperanza este pliegue presenta una geométrica con ligera vergencia al este, que da lugar a flancos asimétricos. El flanco occidental presenta buzamientos entre 10° y 50°, y direcciones medias de N 170°E a N 60°E; mientras que el flanco oriental muestra direcciones entre N-S y N 45° E, con buzamientos superiores, entre 45° y 65°

2.2. ESTRATIGRAFÍA³.

Estratigráficamente, y según la documentación consultada, las calizas objeto de investigación forman parte de la formación Guadalupe Inferior y La Formación Chipaque, correspondientes al periodo Cretácico.

- **Formación Guadalupe Inferior**

Pertenece al Cretácico Superior (Turoniano – Coniacino), y abarca una serie de unos 200 m de potencia formada por lutitas negras con intercalaciones frecuentes de cuazoarenitas de grano fino y medio, estratificadas en capas decimétricas. Las estructuras sedimentarias más abundantes son las laminaciones onduladas y flaser.

En la parte inferior de esta serie se encuentra un estrato de caliza de unos 15 m de espesor que no ha sido explotado en el bloque A y denominado KG1.

- **Formación Chipaque**

Correspondiente al Cretácico superior-inferior (Albiano superior – Cenomaniano), y abarca una serie con más de 600 m, que contienen los niveles calcáreos KC1, KC2 y KC3. La existencia del nivel más inferior (KC3) presenta dudas, al haberse interpretado como un bloque desprendido del KC2.

² Estudio de viabilidad de explotación de la mina La Esperanza Cementos Samper 1990.

³ Estudio Geotécnico Cementos Samper 1989.

Esta serie se puede subdividir en siete tramos, que de techo a muro serían los siguientes:

1. Tramo de 120 m con litologías preferentemente lutíticas con capas centimétricas de arenitas cuarzosas finas e interlaminaciones de lodolita-arenita.
2. Tramo de 40 a 60 m de espesor medio, denominado nivel calcáreo KC1, constituido por capas métricas de calizas wackestone-packestone y niveles de lutitas negras, formando alternancias. Estas calizas han sido parcialmente explotadas en el bloque A.
3. Tramo de unos 80 m constituido por lutitas negras con esporádicos niveles de arenitas.
4. Tramo de unos 80 m constituido en la parte superior por lutitas negras intercalaciones decimétricas de cuarzoareniscas y glauconitas calcáreas de grano fino. A veces en la base de este tramo aparecen capas decimétricas y/o métricas de caliza wackestone entre lodolitas negras y cuarzoarenitas.
5. Tramo de 20 y 30 m de capas métricas y decimétricas de calizas wackestone y packestone, muy bioturbadas. Este nivel de calizas gris claro se denomina KC2 y esta siendo explotado en el bloque A.
6. Tramo de unos 300 m formado por capas métricas de cuarzoarenisca de grano fino, a veces calcáreas que alternan con lodolitas negras en bancos métricos y capas decimétricas de calizas bioclásticas. Estos cuerpo calcáreos pueden alcanzar los 10 m y son conocidos como KC3, habiéndose explotado en el bloque A hasta su agotamiento.
7. Tramo con espesor próximo a los 400 m, formados principalmente por lodolitas negras con escasos niveles arenosos. A continuación se encuentra un tramo de 150 m de lutitas grises oscuras con abundantes capas de cuarzoarenitas de laminación paralela y bioturbadas. Este conjunto comprende a la transición de las formaciones Chipaque y Lue.

La zona investigada se caracteriza por la presencia de depósitos recientes que cubren las laderas a lo largo de los bloques B y C, existiendo escasos afloramientos naturales de las rocas cretácicas. Este hecho dificulta enormemente la investigación geológica de los mismos, ya que sólo es posible la observación directa en algunos taludes de caminos y en las proximidades de la Quebrada de la Marmaja, al tratarse de pequeños afloramientos, no es posible contratar su calidad, pudiendo encontrarse derrumbados por efecto de la inestabilidad de las laderas.

El espesor de los recubrimientos recientes que corresponde principalmente a suelos y depósitos fluvio-glaciales, es muy variables. En las partes altas de la ladera alcanza entre 5 y 10 m, mientras en algunos sondeos llega a los 30 m en el sondeo EC – 1.7.

Para establecer las variaciones espaciales de estos depósitos se elaboró un esquema de recubrimientos o depósitos recientes mediante interpolación de los

datos de sondeos, que muestra la gran irregularidad de éstos, y no permite dar validez a este tipo de tratamiento de datos.

La composición de estos depósitos corresponde a bloques heterométricos de areniscas y en menor proporción calizas, dispersas en una matriz arcillosa plástica, que le confieren una baja estabilidad. Estos materiales están relacionados con fenómenos glaciales.

2.2.1. Niveles Calcáreos.

En la mina La Esperanza existen tres niveles calcáreos, con posiciones estratigráficas bien diferenciadas que de techo a muro corresponden a KG1, KC1 y KC2. Además existe la duda sobre la existencia de horizontes calcáreos inferiores a KC2, denominándose KC3.

Hasta el momento, en los bloques B y C de La Esperanza, se ha confirmado mediante sondeos la presencia de los siguientes niveles:

| | |
|----------|----------|
| Bloque B | Bloque C |
| KG1 | KG1 |
| KC1 | KC1 |
| KC2 | |

La presencia de KC2 en el bloque C constituye en este momento objeto de investigación.

El mapa n° 1 muestra la situación de los sondeos de investigación, clasificados según el objeto alcanzado: KG1, KC1 y KC2. (Ver Anexo Cuadro de pozos de exploración)

CUADRO 1. UNIDADES ESTRATIGRÁFICAS DE LA REGIÓN DE LA CALERA

| EDAD | | NOMENCLATURA | | LITOLOGÍA | ESPESOR |
|---------------|------------------------------|--------------------------|-------------------------------|--|---------|
| CRETACEO | Maestrichiano Inferior | Grupo Guadalupe Superior | Formación Arenisca Tierna | Arenisca cuarzosa friable | 50-70 m |
| | Campaniano | | Formación Plaeners Superiores | Planares y/o chert | 100 m |
| | | | Formación Arenisca Dura | Arenisca cuarcítica | 300 m |
| | Coniaciano | Grupo Guadalupe Inferior | Formación Guadalupe Inferior | Lutita, arenisca, locamente carbón y caliza (Nivel calcáreo Kg1) | 800 m |
| | Turoniano | | | | |
| | Cenomaniano albiano Superior | Grupo Villeta Superior | Formación Chipaque | Lutita, arenisca y caliza (Niveles calcáreos KC ₁ , KC ₂ y KC ₃) | 200 m |
| Formación Une | | | Arenisca Cuarcítica | 400 m | |

Fuente "informe técnico Sampler"

CUADRO 2. CLASIFICACIÓN DE SONDEOS

| | KG1 | KC1 | KC2 | OTROS |
|-----------------|----------------------------------|----------------------|----------------|--------------|
| BLOQUE B | EA-1-1 | 2-3-3/2-3-4 | 2-3-2/2-3-1 | EA-1-4 |
| | EA-1-8 | CMX-5/EB-1-6 | CMX-6/EB-2-2 | 2-O-Z |
| | EA-1-9 | EB-1-1/EB-1-13 | CMX-2-4/CMX-12 | |
| | EA-1-10 | 2-1-1/CM-4/2-1-0 | EB-2-4/CMX-11 | |
| | EA-1-11 | EB-1-5/EB-1-4/EB-1-7 | EB-2-8 | |
| | EA-1-12 | 2-02/2-0-X/2-01 | EB-2-1/CMX-1 | |
| | 1-8-2 | EB-1-14/EB-1-3 | EB-2-9/EB-2-10 | |
| | 1-8-2A | EB-1-2 | 2-0-Y/EB-2-11 | |
| | | | CMX-3/EB-2-6 | |
| | | | EB-2-12/EB-2-5 | |
| SUBTOTAL | 8 | 18 | 19 | 2 |
| TOTAL | 47 | | | |
| BLOQUE C | 1-8-2 | 1-5-1 | | CMX-7/CMX-8 |
| | 1-8-2A | 1-5-X | | CMX-9/CMX-10 |
| | EC-1-3 | 1-5-0 | | 1-8-1/EC-1-1 |
| | EC-1-4 | 1-5-Y | | PS-4/EC-2-1 |
| | EC-1-6/EC-1-7 | | | 1-5-Z/1-5-A |
| | EC-1-8/EC-1-9 EC-1-10/EC-1-11 | | | |
| SUBTOTAL | 10 | 4 | 0 | |
| TOTAL | | 24 | | 10 |

La observación del cuadro y del mapa n° 1 permite apreciar la desproporción entre los bloques B y C, y cada uno de los niveles. También se observa la abundancia de sondeos con resultados negativos o indeterminados (otros).

El bloque B se halla más intensamente investigado, principalmente sobre KC2 y KC1. En cuanto a KG1 se cuenta con menos número de sondeos para el B (8 sondeos) que para C (10 sondeos).

2.2.1.1. KG1⁴.

En los sondeos de investigación del bloque B se presenta como unos niveles de calizas fosilíferas con espesores variables de 6 m (EB-1.8) a 22 m (EB-1.9). está formado por abundantes bivalvos pequeños y colonias de briozoos, empastados en una matriz arcillosa y en parte micrítica.

Este nivel no se considera de interés de cara a una posible explotación en el bloque B. no obstante se ha establecido mapas de contornos para determinar las variaciones espaciales en cuanto a continuidad y estructura de la caliza.

Estratigráficamente corresponde a un depósito de llanura mareal (tidal flats) mixta (mixed flat), con variaciones energéticas en el medio marino que dan lugar a las intercalaciones de arenas y lutitas con estructuras flaser y onduladas. El nivel KG1

⁴ Estudio de viabilidad de explotación de la mina La Esperanza Cementos Samper 1990.

se interpreta como producto de acumulaciones de restos orgánicos junto a una matriz micrítica.

Las variaciones laterales de espesor indican la relación de este depósito a favor de depresiones más o menos continuas en la llanura mareal.

Para establecer la sedimentología más detallada de este nivel sería necesario un estudio específico de las columnas de sondeo, con descripciones de estructuras sedimentarias, composición y toma de muestras para microscopía de luz transmitida.

2.2.1.2. KC1

A lo largo del bloque B este nivel muestra continuidad en los sondeos de investigación, aunque con grandes variaciones de espesor. Los límites de KC1 resultan difíciles de interpretar sin un análisis sedimentológico detallado de las columnas de sondeos. Al tratarse de capas calcáreas alternando con capas de lutitas es difícil establecer una correlación estratigráfica en toda la zona con las descripciones de los sondeos de campañas anteriores, ya que pueden existir discontinuidades sedimentarias debido al medio de depósito que es preciso analizar con mayor detalle.

La estratigrafía general es la siguiente:

- a) Caliza fosilífera de bivalvos y algunos gastrópodos con intercalaciones de lutitas negras.
- b) Alternancias de lutitas y calizas fosilíferas en capas delgadas.
- c) Caliza fosilífera similar al primero.
- d) Lutitas negras.
- e) Caliza fosilífera con intercalaciones de lutita.

Sedimentológicamente, el medio de depósito representa una llanura mareal como predominio de sedimentos lutíticos (mud flat), e interposiciones de estratos calcáreos formados por bioclastos que pueden alcanzar hasta 6cm (bivalvos). Las capas calcáreas son de espesores variables desde centimétricos a decimétricos.

Las estructuras sedimentarias en éstas son laminaciones y bases de capas onduladas que indican episodios de mayor energía del medio, en relación al depósito de lutitas.

2.2.1.3. KC2

En la mayor parte de los sondeos de investigación del bloque B el nivel se encuentra bien representado.

A partir del espesor aparente se han calculado los espesores reales considerando el ángulo de buzamiento de las capas en relación al eje de los sondeos verticales.

Para los datos disponibles se obtiene un valor máximo de 29,70 m en el sondeo EB-2-2 y el mínimo de 6,05 en el EB-2-3. Sin considerar el valor de este último, que puede estar incompleto debido a la proximidad de una falla, los espesores serían más homogéneos.

En el momento de redactar este informe preliminar, no se cuenta con los datos de sondeos siguientes: CMX-1, CMX-11 y CMX-; necesarios para una mejor definición del cuerpo calcáreo.

El nivel calcáreo al que nos referimos aquí, corresponde a un conjunto de estratos calizos, wackestone y packstone, de colores grises claros, que forman un paquete prácticamente continuo. Está caracterizado por la abundante bioturbación, base de estrato ondulados y presencia de bioclastos bien conservados. El horizonte que en este informe se define como KC2 en algunos estudios aparece como KC2C.

Sedimentológicamente, se interpreta como un depósito de calizas relacionado con un medio de llanura mareal.

A techo de este nivel, se ha identificado en el sondeo CMX-6, la presencia de un paquete calcáreo, formado por estratos de caliza fosilífera gris oscuro de hasta 3m. que alternan con lutitas. Este paquete presenta un espesor aparente de unos 29 m, con proporción de caliza/lutita mayor del 50%. Este nivel no es correlacionable en los sondeos próximos, interpretándose como un cambio lateral de facies o acuñamientos de capas de caliza. Este fenómeno indicaría la existencia de una geometría en cuña para estos niveles del yacimiento.

2.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL Y TECTÓNICA⁵.

Los antecedentes documentales y la experiencia de explotación en la mina La Esperanza hacen necesario considerar la presencia de las siguientes estructuras tectónicas:

⁵ Estudio Geotécnico Cementos Samper 1989.

Fallas transversales

Fallas transversales a las estructuras principales con rumbos NO-SE y subverticales. Estas fallas serían las responsables de la compartamentación en bloques de la mina: Bloque A, B, C y D.

La separación entre los bloques A y B supondría la presencia de una amplia banda de fracturación denominada zona de la falla de Los Quemados, que no ha sido detectada en el sondeo CMX-6 situada en ella.

A continuación, separando los bloques B y C, se encontraría la falla de la Marmaja y, por último, entre el C y D la falla de la Cubia.

El movimiento relativo y saltos de estas fallas no ha podido ser establecido por el momento, debido a la ausencia de niveles guía a un lado y otro de los mismos. Por el momento, la falla de Los Quemados no parece tener un salto muy importante, mientras que la de la Marmaja podría tenerlo mayor.

Así mismo, en el interior de los bloques estudiados pueden existir fallas menores pertenecientes a este sistema que no deben dar lugar a desplazamientos importantes.

Fallas longitudinales

Sus direcciones son subparalelas a las de estratificación con rumbos próximos a norte-sur. La más importante corresponde a la falla del Frente que en el bloque A buza un promedio de 65° NE, afectando al KC1, KC2 (hacia el oeste). Estas fallas han sido interpretadas por Samper como movimientos directos que provocan el hundimiento del bloque occidental respecto al oriental, aunque atendiendo al modelo de deformación regional podría tratarse más bien de cabalgamientos con sentido de desplazamiento hacia el este.

La presencia de estas estructuras en los bloques B y C podrá ser puesta de manifiesto a partir de los sondeos exploratorios disponibles. También sería de gran interés ampliar los trabajos de reconocimiento de afloramientos de la zona, con el objeto de detectar posible estructuras. La cinemática de estas estructuras deberá ser aclarada durante los trabajos en curso ya que, como se indica, existen evidencias geológicas para pensar en estructura tipo cobalgamiento afectando a las calizas cuya importancia geológico- minera sería mayor en el bloque C que en el B.

2.3.1 Continuidad de las calizas

A partir de la información existente, se analiza la continuidad de los niveles calcáreos KC1 y KC2 en el bloque B. En cuanto al bloque C, por el momento no existe suficiente información ya que no se han cumplido las expectativas en los sondeos CMX-7, 8, 9 y 10 que pronosticaban la presencia de KC1 y KC2.

2.3.1.1 KC1

Con la información disponible se han establecido las potencias del nivel explotables según una ley de corte del 60% en CO_3Ca obtenido a partir de la base del KC1. Este método se justifica debido a las características geológicas del mismo, como alternancia de lutitas y calizas formadas en un medio de depósito que no ha permitido la perfecta continuidad de los niveles calcáreos.

Los espesores obtenidos de esta forma presentan gran variación, consecuencia de la sedimentología del KC1. Así, se tiene una potencia máxima de 105,4m en 2.2.1. y 19.6m en EB-1-1, a tan solo 25 m de distancia entre ambos sondeos. (Cuadros n^{os} 4 y 5).

Este hecho demuestra, junto a las características estratigráficas de KC1, la necesidad de una mayor definición en detalle del sistema de investigación, empleando mallas de sondeos ajustadas a estas variaciones.

Por ese motivo, se ha definido el techo y muro geológica de KC1 y se está trabajando en definición y correlación de niveles calcáreos dentro del KC1.

2.3.1.2. KC2

Atendiendo a los sondeos del bloque B, se aprecia la continuidad del KC2 a lo largo de todo el bloque, aunque con variaciones en el espesor real deducido a partir del buzamiento de las capas de caliza en los sondeos.

El cuadro siguiente muestra los valores de los sondeos estudiados (Cuadro N°6) El EB-2-5 presenta solamente 6,05 m de KC2, debido a que falta la parte superior del mismo, situarse en la parte levantada de una falla longitudinal. Además, en el sondeo EB-2-12 el nivel ha sido truncado en la parte superior y recubierto por unos 52 m de depósitos fluvioglaciares. Y, por último, el sondeo 2-3-2 no puede ser utilizado para establecer la potencia del nivel KC2, ya que fue interrumpido sin alcanzar el muro. La potencia de 16,9 m (18,65 m aparentes) del sondeo CMX-12 parece deberse a la presencia de una falla hacia el muro de este nivel.

Considerando estas características, el nivel KC2 (KC2C en sentido estricto) no está sometido a variaciones estratigráficas importantes y sí en cambio a discontinuidades tectónicas hacia su límite oriental. Por lo tanto, se precisa una mayor definición mediante una malla de sondeos que permita asegurar la continuidad de la caliza hasta su afloramiento bajo el recubrimiento, así como hacia el sur entre los sondeos CMX-6 y los del bloque A (línea 2-5); así como al norte (Sondeo CMX-3).

2.3.2. Evolución Estructural.

Para establecer las características estructurales de la zona de estudio, conviene resaltar las diferencias estructurales entre los bloques B y C.

Hasta el momento, los datos más sólidos acerca de la estructura de la zona provienen del bloque B y más concretamente del análisis estructural realizado sobre los sondeos en KC2.

- La dirección media de las capas de KC2 corresponde a N70-75°E, apareciendo un ligero cambio hacia el norte en dirección N40°E y su buzamiento es entre 20 y 40° al oeste.
- Para el KC1 el análisis estructural a partir de los datos de sondeo resulta inevitablemente menos fiable debido a la naturaleza estratigráfica irregular del depósito. No obstante, los resultados obtenidos a partir del muro y sin considerar los sondeos EB-1-5 y EB-1-13, permiten obtener, de forma preliminar, direcciones medias próximas a este-oeste en la parte central y variaciones hacia los extremos, con buzamiento inferiores a 25° al oeste (Ver anexos: Tablas de techo y muro).

En cambio, el análisis estructural en el bloque C carece por el momento de datos básicos acerca de KC2, pues no se han cumplido las prognosis efectuadas en los sondeos en ejecución.

Por lo tanto, para el bloque B se puede, hasta el momento, aportar las siguientes características estructurales:

KC1: El rasgo estructural de mayor trascendencia corresponde a una discontinuidad atribuible a una falla longitudinal de dirección próxima a N50°E, y que produciría la discontinuidad de la caliza hacia los sondeos EB-1-3 y EB-1-13. En cuanto a fallas transversales, no se detectan fallas con saltos importantes, aunque la obtención de los datos de los sondeos CMX 4 y 5 puedan variar esta conclusión preliminar.

KC2: No se han detectado discontinuidades apreciables a lo largo de la zona definida por los sondeos en KC2. Las variaciones de potencia observada en el sondeo EB-2-5 corresponden al borde oriental cerca del afloramiento de la capa, por lo que faltaría la parte superior del nivel. En este borde cerca del afloramiento teórico de KC2, existen evidencias geológicas de la presencia de una falla o cabalgamiento, cuya importancia debe ser definida en el transcurso de los trabajos.

En cuanto al bloque C, la presencia de estas estructuras afectando al KC2 debe más trascendente, por lo que incorporación de los datos geológicos y de sondeos en ejecución se consideran imprescindibles para la definición geológico.

Mapas de contornos

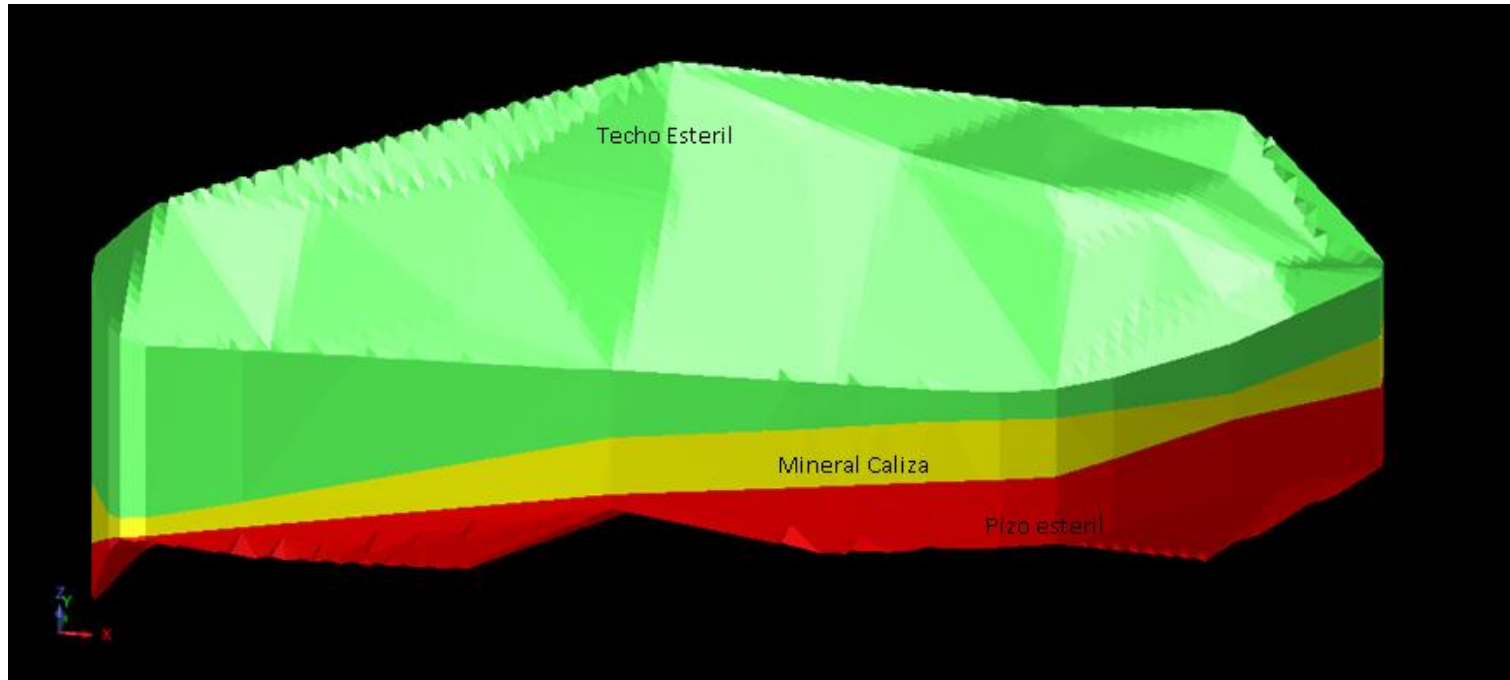
Los mapas de contornos elaborados son los siguientes:

Plano n° 2: Isobatas del muro de KC2

Plano n° 3: Isobatas del muro de KC1

Plano n° 4: Isopacas de KC2,

Figura 2. Modelo geológico de la zona del yacimiento



Fuente datos de estudios⁶.

⁶ Software SURPAC.

3. ESTUDIO GEOTÉCNICO

3.1 ANALISIS GEOTECNICO DE ROCAS

3.1.1 Caracterización geomecánica del macizo rocoso. El diseño de la explotación de caliza esta soportado a través del estudio geomecánico debido a la dependencia directa que existe entre el diseño como tal y las condiciones intrínsecas de las rocas matrices, accidentes geológicos, el estado de fracturamiento, la presencia de agua, entre otras.

Lo anterior sugiere la realización del análisis de los caracteres geomecánicos de las discontinuidades, donde se resumen los ensayos físicos – mecánicos realizados en el laboratorio. Con base en lo anterior se clasifica el macizo rocoso para poder aplicar un criterio de falla, determinando las propiedades relevantes en el análisis de estabilidad y por ende en el factor de seguridad, como son la cohesión y el ángulo de fricción interno.

Análisis de Discontinuidades. Una discontinuidad es una superficie del macizo rocoso que está abierta o puede abrirse fácilmente a causa de las tensiones inducidas en éste por la explotación.

Recolección de datos. La toma de datos se efectuó a lo largo del afloramiento del paquete calcáreo, buscando mostrar el comportamiento del macizo rocoso a lo largo de su trayectoria

Orientación. Se refiere al rumbo y buzamiento de las discontinuidades o al azimut del buzamiento de las mismas. Este es un factor determinante en la implementación del software DIPS⁷ para el cálculo de estabilidad.

El software DIPS brinda información acerca de las características primarias de una discontinuidad, representada estereográficamente; obteniendo principalmente la representación de polo, contornos, planos mayores y discontinuidades en general, a través del diagrama de polos, el diagrama de contorno, el diagrama de planos mayores, el diagrama de esfuerzos principales y la roseta de discontinuidades.

⁷ Rocscience.com software Dips

Los datos tomados en campo son representados por concentraciones de polos, a partir de los cuales se puede establecer el número de familias de discontinuidades que afectan al macizo rocoso. En el estudio se observaron dos grandes concentraciones de diaclasas y unas diaclasas sueltas, evidenciando dos familias principales de discontinuidades interceptándose entre sí y dándole a éste un aspecto fisurado.

Tipo de plano. Se presentaron dos tipos de diaclasas en casi todo el recorrido y en un menor número de estratificaciones.

Espaciado. Para el macizo rocoso se tienen espaciados tipo 4.5 y 6, lo que daría un espaciado de 200 a 6000mm; es decir, muy separados

Cuadro 3. Aspecto del espaciado

| | |
|-----------------------------|----------------|
| 1. Extremadamente Cerrado | < 20 mm |
| 2. Muy cerrado | 20 – 60 mm |
| 3. Cerrado | 60 – 200 mm |
| 4. Moderadamente Espaciado | 200 – 600 mm |
| 5. Separados | 600 – 2000 mm |
| 6. Muy Separados | 2000 – 6000 mm |
| 7. Extremadamente Separados | > 6000 mm |

Fuente. Manual de diseño de taludes ITGE.

Figura 3. Diagrama de contorno

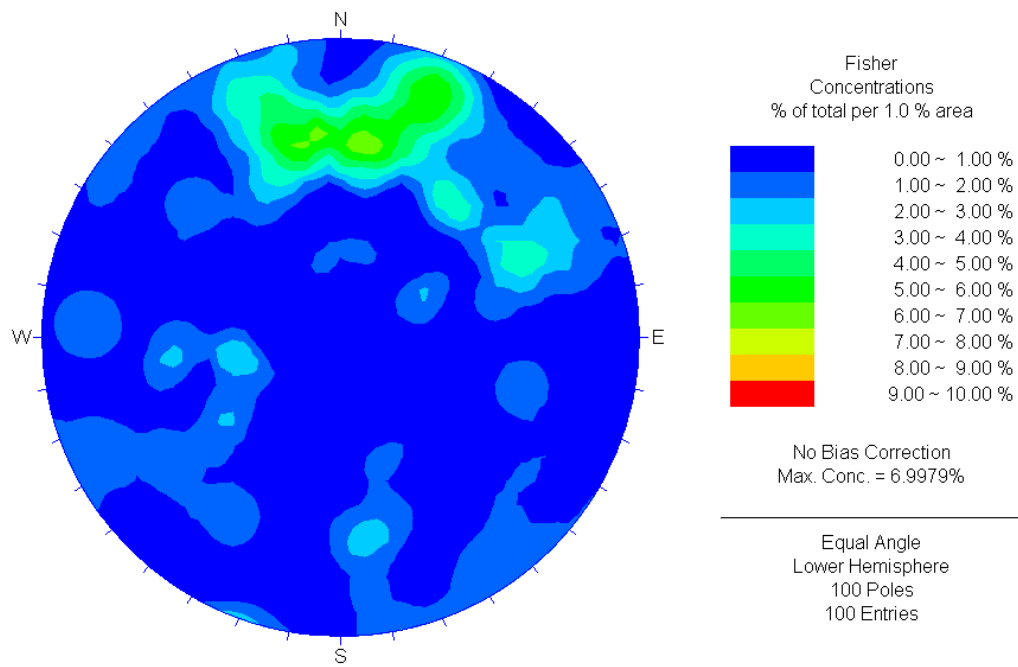


Figura 4. Diagrama de polos

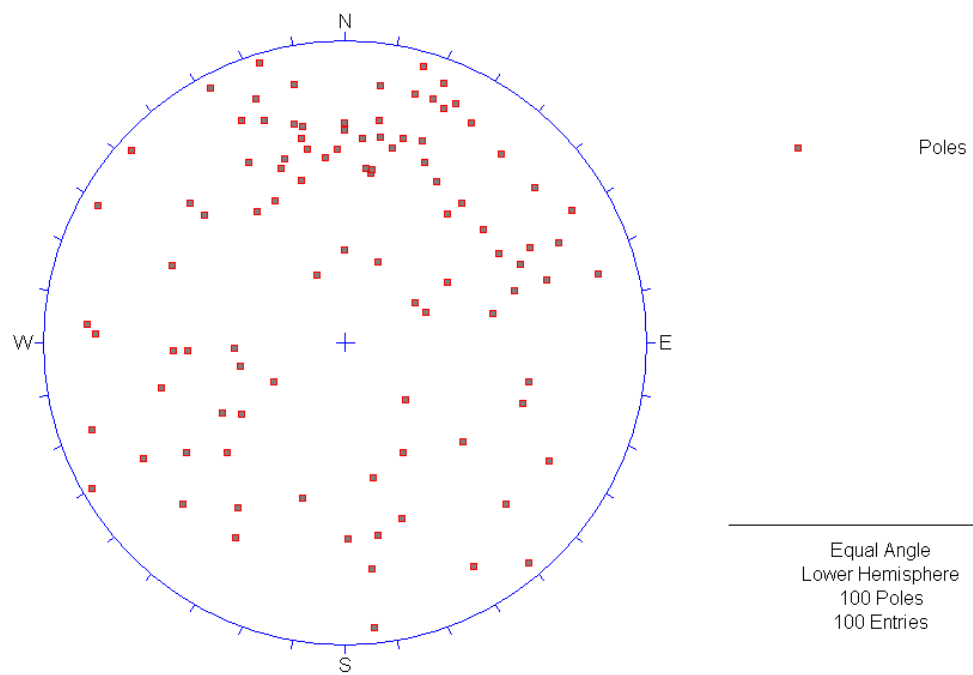


Figura 5. Diagrama de planos mayores

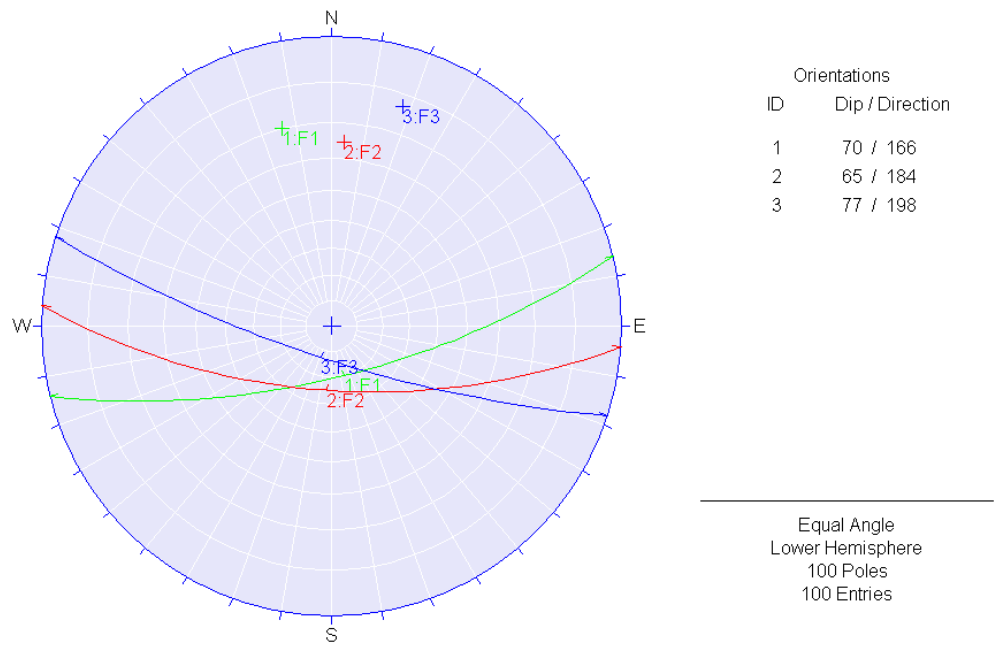


Figura 6. Diagrama de rosetas

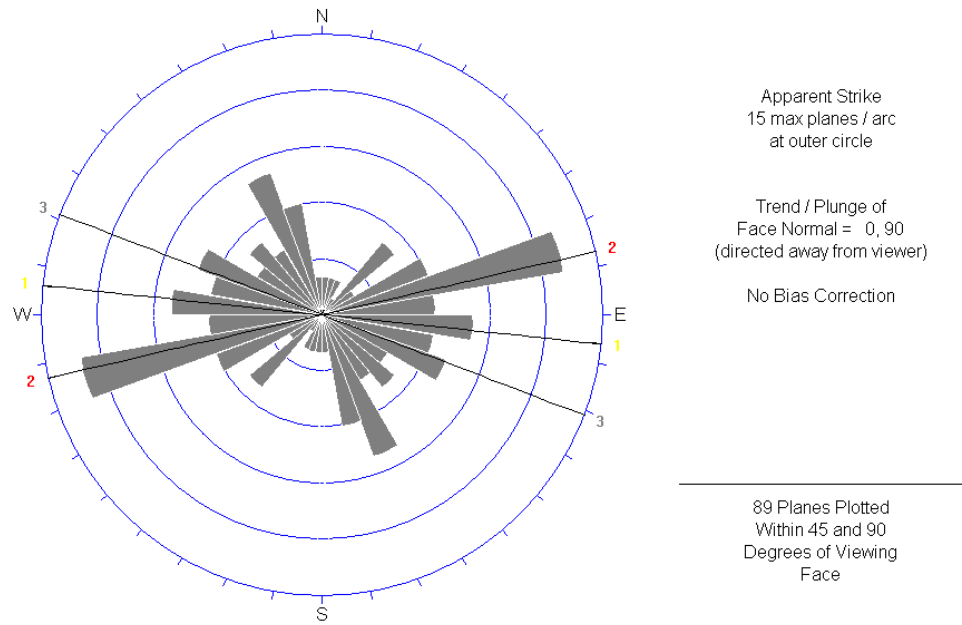


Figura 7. Abertura

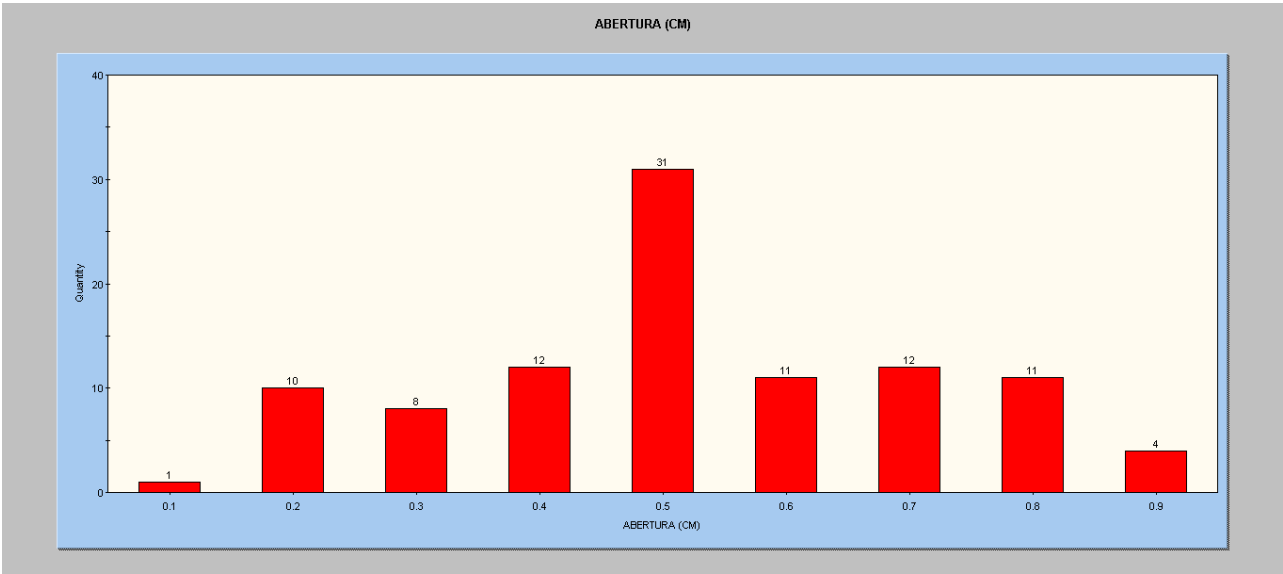


Figura 8. Espaciamento

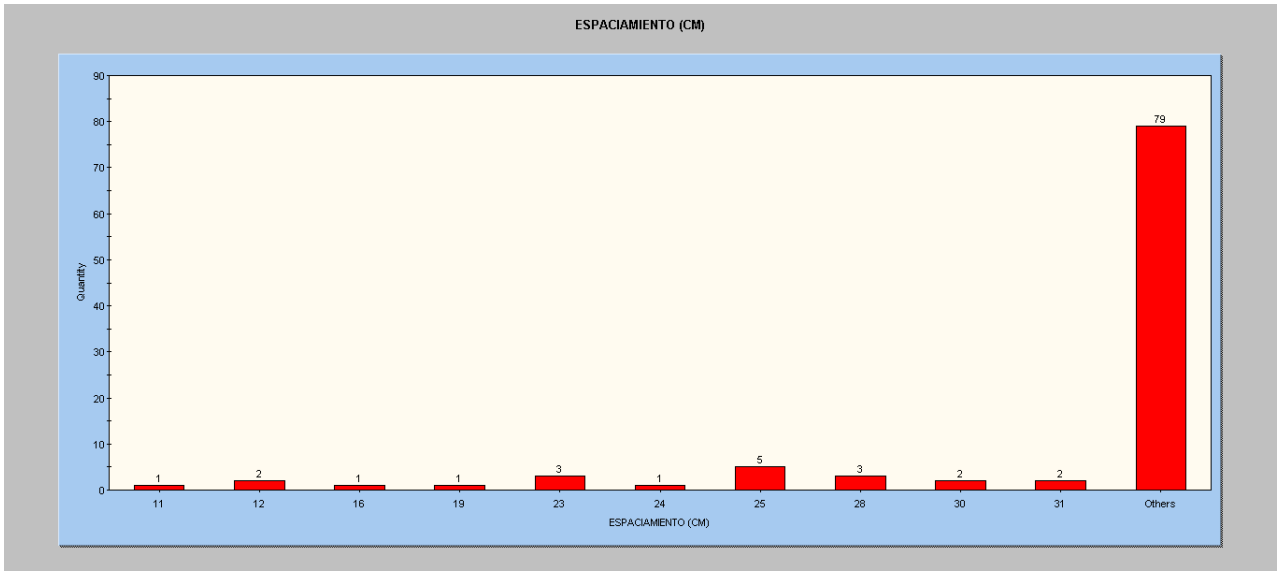
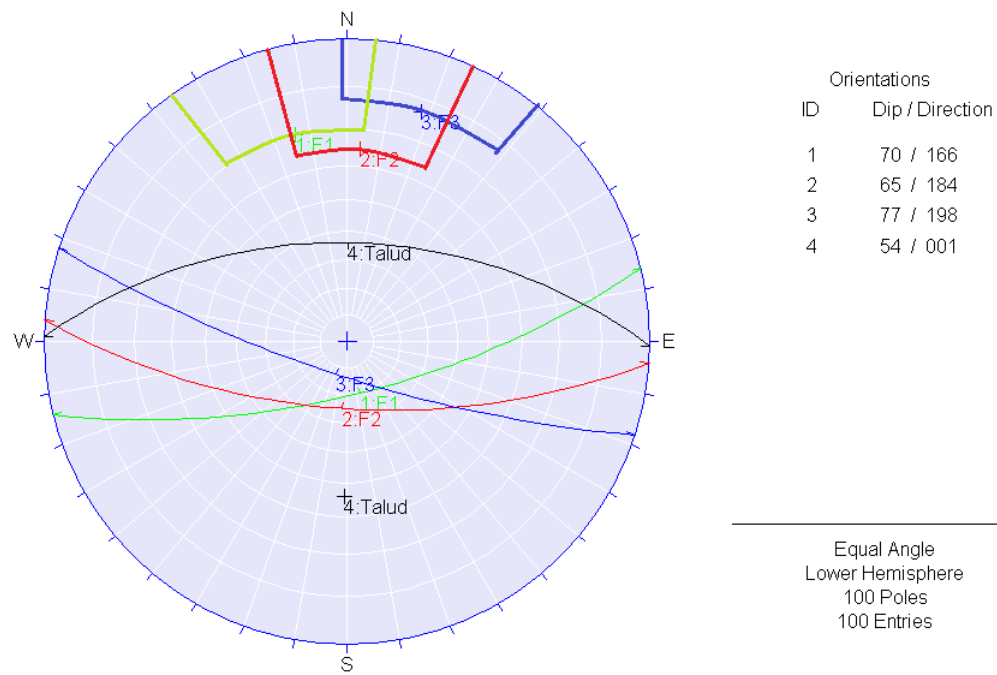


Figura 9. Análisis cinemático de falla planar



Debido a que polo del talud no se encuentra intersectado dentro de los polos de las familias no se presentará falla de este modelo.

Figura 10. Orientación de Intersecciones para cuñas

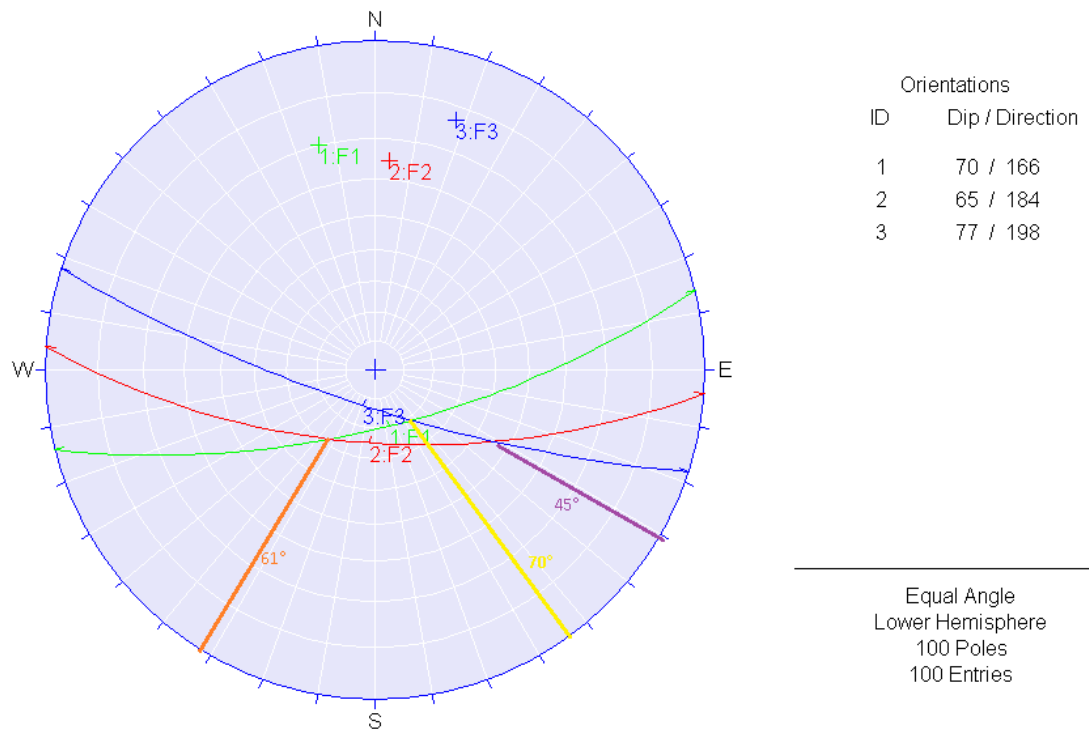
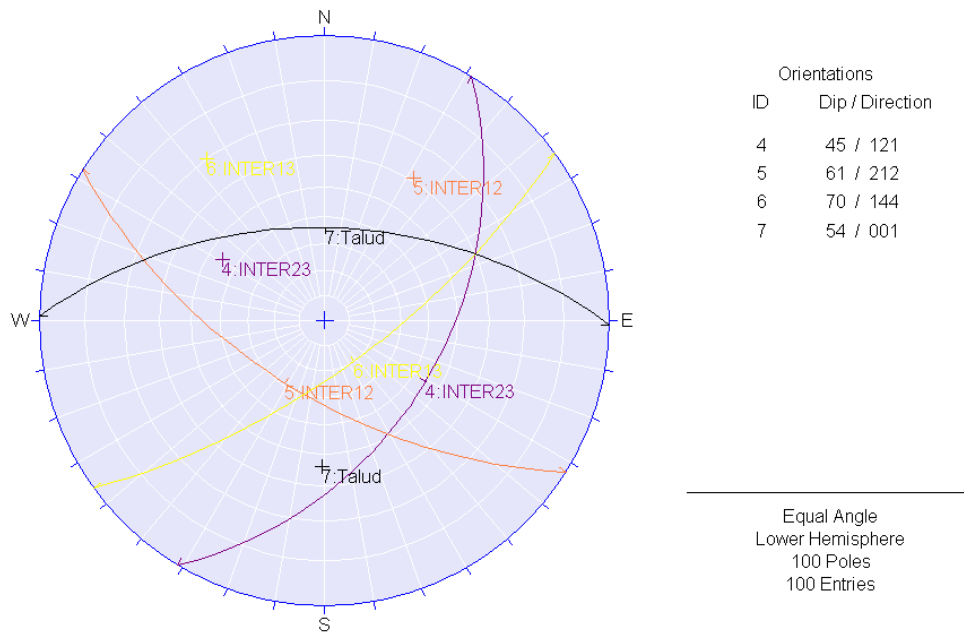
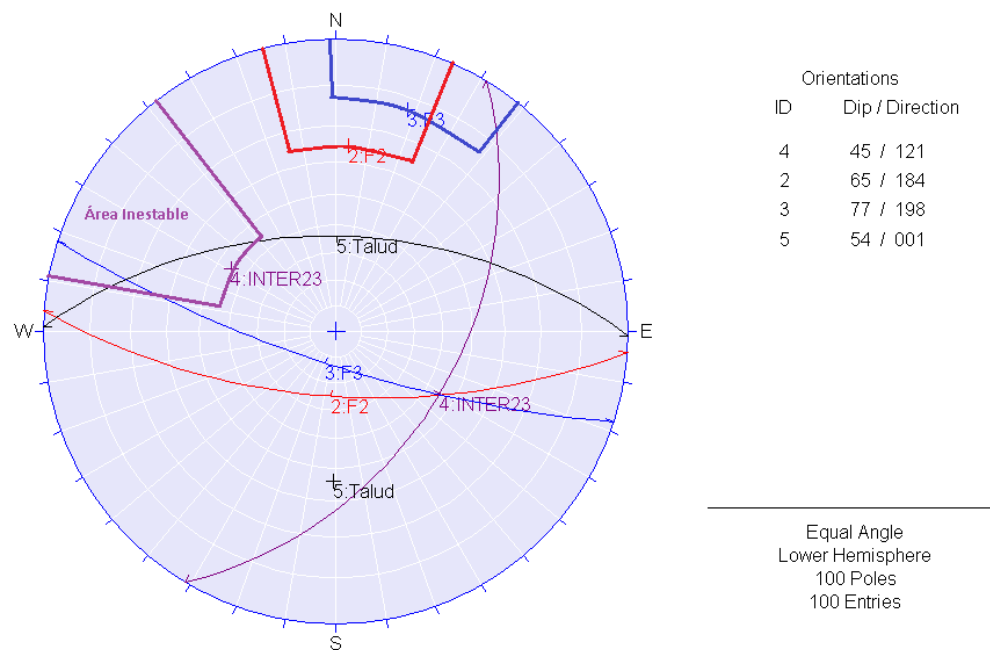


Figura 11. Dirección de intersecciones



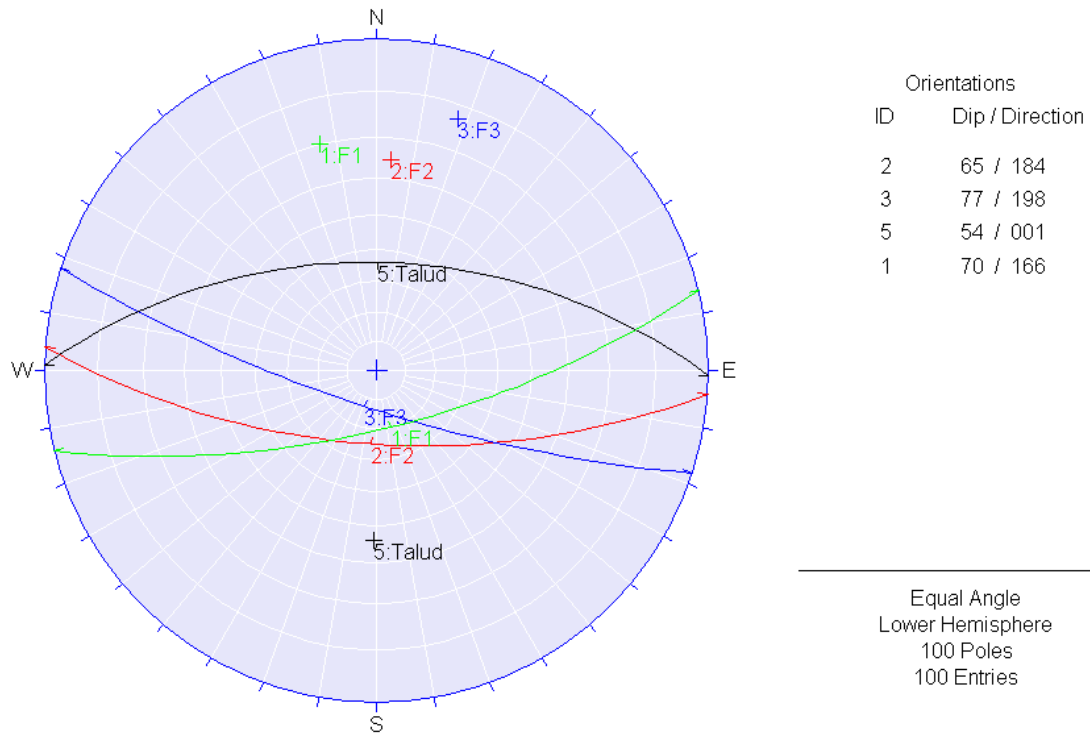
Ya que la única intersección en la que el buzamiento es menor al buzamiento del talud es la intersección 2-3 analizamos la cinemática de esta ya que puede presentar falla por cuña.

Figura 12. Área Inestable



Área inestable por cuña, como el polo del talud no cae en el área inestable entre la intersección de las familias 2 y 3 no se presenta falla por cuña.

Figura 13. Falla por Volcamiento



Para que se pueda generar falla por volcamiento ambos buzamientos deben ser mayores de 65°, y como el talud tiene un buzamiento menor al requerido no se presenta falla por volcamiento.

El cuadro 9, se muestra el resumen de los caracteres geomecánicos de las discontinuidades para el macizo rocoso en estudio, los cuales son importantes en la clasificación del mismo.

Cuadro 4. Resumen de las características del macizo rocoso.

| | |
|---------------------------|-----------------|
| Número de Familias | 3 |
| Tipo de plano | Diaclasas |
| Espaciados | 0,2 - 6000mm |
| Rugosidad | Lisa Escalonada |
| Persistencia | Baja a media |
| Apertura | Cerrada |
| Relleno | No se evidencia |
| Infiltración | Seco |

3.1.2 Determinación de las propiedades del macizo rocoso. Las muestras de caliza requeridas para determinar las propiedades se obtuvieron de ocho cortes generado en la explotación hermana de la zona y algunas zonas de afloramiento.

3.1.2.1 Determinación de las propiedades físicas. La determinación de las propiedades físicas es de gran importancia debido a que éstas proporcionan un criterio para realizar la descripción objetiva del material, permitiendo valorar una serie de índices necesarios a partir de los cuales se puede calcular el grado de estabilidad, presiones, entre otros.

Con esta información se concluyó que las características mecánicas y litológicas del paquete calcáreo son similares en toda el área de estudio. Las propiedades obtenidas fueron las siguientes:

| | |
|--------------------|---|
| Peso unitario agua | $rw = 1 \text{ g/cm}^3$ |
| Masa natural | M= Masa de la muestra incluyendo la humedad natural |
| Masa Seca | Ms= Masa de la muestra sin incluir humedad natural |
| Masa Saturada | Msat= Masa de la muestra saturada durante 24 horas |
| Volumen | V= Volumen de la muestra |

Cuadro 5. Características de la muestra para el cálculo de propiedades físicas

Una vez realizados los ensayos descritos anteriormente se obtuvieron las siguientes propiedades:

Densidad Natural. Es la relación entre masa natural y el volumen que ocupa dicha masa.

$$\rho = \frac{m_n}{v} \quad (\text{ec. 3.1})$$

Densidad seca. Es la relación entre la masa seca y el volumen de la muestra.

$$\rho_s = \frac{m_s}{v} \quad (\text{ec. 3.2})$$

Densidad saturada. Relación entre la masa de la muestra saturada y el volumen de la misma.

$$\rho_{\text{sat}} = \frac{m_{\text{st}}}{v} \quad (\text{ec. 3.3})$$

Peso total.

$$W_t = W_s + W_w \quad (\text{ec. 3.4})$$

$$W_w = W_t - W_s \quad (\text{ec. 3.5})$$

Porcentaje de humedad. Relación entre el peso de agua contenido en la roca y el peso de la roca seca.

$$U = \frac{W_w}{W_s} * 100\% \quad (\text{ec. 3.6})$$

Volúmenes.

$$V_s = \frac{W_s}{\rho_s} \quad (\text{ec. 3.7})$$

$$V_a = V_t - V_w - V_s \quad (\text{ec. 3.8})$$

$$V_v = V_a + V_w \quad (\text{ec. 3.9})$$

Porosidad (η). Relación entre el volumen de vacíos y el volumen total de la muestra. Esta influye considerablemente en la permeabilidad de la roca.

$$\eta = \frac{V_v}{V_t} * 100\% \quad (\text{ec. 3.9})$$

Saturación (s).

$$s = \frac{V_w}{V_v} * 100\% \quad (\text{ec. 3.10})$$

Relación de vacíos.

$$e = \frac{V_v}{V_s} \quad (\text{ec. 3.11})$$

Peso unitario natural (γ). Relación entre el peso total de la muestra (incluyendo vacíos) y el volumen que ésta ocupa (KN/m^3)

$$\gamma = \frac{W}{v} \quad (\text{ec. 3.12})$$

Peso unitario seco (γ_d). Relación entre el peso de la muestra (sin humedad) y el volumen que ocupa (KN/m^3).

$$\gamma_d = \frac{W_s}{v} \quad (\text{ec. 3.13})$$

Peso unitario saturado (γ_{sat}). Relación entre el peso de la muestra saturada y el volumen que ésta ocupa (KN/m^3).

$$\gamma_{sat} = \frac{W}{v} \quad (\text{ec. 3.14})$$

Al determinar las propiedades físicas descritas anteriormente, se obtuvo un cuadro resumen. Ver cuadro 10.

Propiedades mecánicas. La estabilidad de los bancos de trabajo de caliza, depende principalmente de la interacción de los esfuerzos inducidos en la roca con la apertura del talud y la resistencia que presenta la roca, y las características estructurales del macizo.

Para determinar la estabilidad ideal de la explotación, se efectuaron ensayos de laboratorio (resistencia a la compresión y desgaste), para precisar las propiedades de resistencia de la caliza.

Para determinar la resistencia de la caliza se realizaron los ensayos de compresión simple y de desgaste. Se cortaron 10 probetas de roca para el ensayo de compresión simple y se recolectó un promedio de 10kg de caliza para el ensayo de desgaste en la máquina de los ángeles, los laboratorios se realizaron en el laboratorio de suelos de la U.P.T.C. seccional Sogamoso.

Cuadro 6. Propiedades Físicas de la caliza.

| <i>Descrip</i> | <i>Muestra</i> | <i>Pw(g/cc)</i> | <i>M(g)</i> | <i>Ms(g)</i> | <i>Msat(g)</i> | <i>V(cc)</i> | <i>P(g/cc)</i> | <i>Pd(g/cc)</i> | <i>Psat(g/cc)</i> | <i>W %</i> | <i>S %</i> | <i>n %</i> | <i>e</i> | <i>y (KN/m3)</i> | <i>yd (KN/m3)</i> | <i>ysat (KN/m3)</i> |
|----------------|----------------|-----------------|-------------|--------------|----------------|--------------|----------------|-----------------|-------------------|---------------|--------------|--------------|--------------|------------------|-------------------|---------------------|
| CALIZA | 1 | 1 | 57,4 | 57,3 | 57,8 | 38,0 | 1,5105 | 1,507 | 1,52105 | 0,17452 | 20,000 | 1,316 | 0,00267 | 14,89379 | 14,86784 | 14,99758 |
| CALIZA | 2 | 1 | 72,4 | 72,2 | 73,1 | 29,0 | 2,4965 | 2,486 | 2,52069 | 0,27701 | 22,222 | 3,103 | 0,00712 | 24,61600 | 24,54800 | 24,85400 |
| CALIZA | 3 | 1 | 53,5 | 53,4 | 54,0 | 31,0 | 1,7258 | 1,7228 | 1,74194 | 0,18727 | 16,666 | 1,9355 | 0,00329 | 17,01645 | 16,98465 | 17,17548 |
| CALIZA | 4 | 1 | 52,0 | 51,8 | 52,4 | 25,7 | 2,0259 | 2,0181 | 2,04156 | 0,38610 | 33,333 | 2,338 | 0,00798 | 19,97610 | 19,89927 | 20,12977 |
| CALIZA | 5 | 1 | 63,1 | 62,8 | 63,7 | 22,2 | 2,8466 | 2,8330 | 2,87368 | 0,47771 | 33,333 | 4,060 | 0,01411 | 28,06764 | 27,93420 | 28,33453 |
| CALIZA | 6 | 1 | 53,1 | 53,0 | 53,6 | 18,7 | 2,8446 | 2,8392 | 2,87143 | 0,18868 | 16,666 | 3,2143 | 0,00554 | 28,04818 | 27,99536 | 28,31229 |
| CALIZA | 7 | 1 | 54,0 | 53,7 | 59,7 | 15,2 | 3,5604 | 3,5406 | 3,93626 | 0,55866 | 5,00000 | 39,560 | 0,03273 | 35,10593 | 34,91090 | 38,81156 |
| | | | | | | | 2,5 | 2,421 | 2,5009 | 0,3214 | 21,03 | 7,932 | 0,010 | 23,960 | 23.877 | 24.659 |

Fuente datos de estudio.

Cuadro 7. Ángulo de reposo.

| Descripción | Tamiz # | X (cm) | Y(cm) | tang θ | Ángulo Reposo ° |
|--------------------|----------------|---------------|--------------|---------------------------------|------------------------|
| CALIZA | # 12 | 3,74 | 2,24 | 0,53963 | 30,9187 |
| | # 3/8 | 7,69 | 3,51 | 0,42819 | 24,5337 |
| | # 1/2 | 7,69 | 3,53 | 0,43034 | 24,6569 |

Fuente datos de estudio.

Foto 1. Angulo de reposo



Fuente datos de estudio.

Cuadro 8. Ensayo de compresión simple.

| Muestra | σ_{ci} (MPa) | Ei (MPa) | Resista (KN) |
|---------|---------------------|-----------------|--------------|
| 1 | 40,46 | 3690,97 | 72,3 |
| 2 | 27,6 | 2475,47 | 49,4 |
| 3 | 50,76 | 6868,77 | 90,7 |
| 4 | 55,23 | 6956,52 | 98,7 |
| 5 | 68,16 | 6181,66 | 122,4 |
| 6 | 43,30 | 3550,91 | 76,4 |
| 7 | 45,17 | 3643,75 | 79,7 |
| 8 | 50,66 | 6822,43 | 89,4 |
| 9 | 48,00 | 5129,15 | 84,7 |
| 10 | 59,62 | 7654,88 | 105,2 |
| | 48,896 | 5297,451 | 86,89 |

Fuente datos de estudio.

Foto 3. Probetas en ensayo de compresión simple.



Fuente: datos de estudio.

Cuadro 9. Ensayo de carga puntual

| Muestra | De (mm) | Q(KN) | Is (Mpa) | F | Is ₍₅₀₎ (Mpa) | Resistencia a la compresión Uniaxial (Mpa) |
|---------|---------|-------|----------|-------|--------------------------|--|
| 1 | 72.5 | 29 | 5.517 | 1.181 | 6.521 | 143.469 |
| 2 | 76.8 | 15.5 | 2.627 | 1.213 | 3.187 | 70.130 |
| 3 | 63.5 | 12 | 2.976 | 1.113 | 3.313 | 72.906 |
| 4 | 109.5 | 29.5 | 2.460 | 1.422 | 3.501 | 77.022 |
| 5 | 87.5 | 25 | 3.656 | 1.286 | 4.200 | 92.408 |
| 6 | 94.45 | 27 | 3.026 | 1.331 | 4.029 | 88.651 |
| 7 | 77.5 | 24 | 3.998 | 1.218 | 4.866 | 107.72 |
| 8 | 67.5 | 11.5 | 2.524 | 1.114 | 2.888 | 63.556 |
| 9 | 61.2 | 11 | 2.936 | 1.095 | 3.216 | 70.764 |
| 10 | 78.45 | 24.5 | 3.980 | 1.224 | 4.876 | 107.072 |
| | | | | | | 85.772 |

Fuente datos de estudio.

Ensayo de desgaste. El ensayo permite conocer el desgaste que sufrirá el macizo rocoso a causa de los factores externos que implica la explotación; tales como el tránsito de la maquinaria pesada (especialmente sobre orugas), el lapso de tiempo que transcurre para la explotación de los bloques, etc.

Para el ensayo se recolectaron aproximadamente 7000 gramos de caliza, representativos de la zona. Como se puede observar en el cuadro 13 los resultados indican bajas características de desgaste en la roca analizada.

Cuadro 10. Ensayo de desgaste.

| PASA TAMIZ | | RETENIDO EN TAMIZ | | Peso inicial | Peso final |
|---|-------|-------------------|-------|---------------|---------------|
| # | mm | # | mm | por tamiz(gr) | por tamiz(gr) |
| 1 1/2" | 37,50 | 1" | 25,40 | 1250 | 724 |
| 1" | 25,40 | 3/4" | 19,10 | 1250,3 | 706,1 |
| 3/4" | 19,10 | 1/2" | 12,70 | 1250,6 | 753,3 |
| 1/2" | 12,70 | 3/8" | 9,52 | 1250,1 | 471,6 |
| Peso inicial de la Muestra (gr) P1 | | | | 5001 | 2655 |
| peso final de la Muestra (gr) P2 | | | | | 3630,3 |
| Peso Retenido en Tamiz 1.68mm (gr) # 12 | | | | | 975,3 |
| Cantidad de esferas (#) | | | | | 12 |
| DESGASTE (%) | | | | | 27,41% |
| Masa de las esferas (gr) | | | | 5000 | |

3.1.3 Clasificación del macizo rocoso. La clasificación geomecánica del macizo rocoso constituye la evaluación tanto cualitativa como cuantitativa del yacimiento y se constituye en una herramienta fundamental en el cálculo de estabilidad de la explotación. Para este fin se utilizó la clasificación CSIR⁸, ver cuadro 17.

El método en mención es el más indicado debido al fisuramiento que presenta el macizo rocoso. Consta de cinco parámetros y una serie de ajustes de acuerdo a la dirección de las discontinuidades con respecto al talud, éstos tienen una evaluación que al ser sumadas dan una valoración general del macizo. De esta manera se obtiene el RMR (Rock Mass Rating).

Resistencia de la roca inalterada. El método utiliza como herramienta principal en la clasificación la resistencia a la compresión, para tal efecto se recurrió al

⁸ Clasificación propuesta por Bieniawski Del South African Council for Scientific and Industrial Research

ensayo de compresión simple realizado a la caliza. En el cuadro 14 se puede apreciar la valuación de este parámetro (Se obtuvo un valor de 12).

Índice de calidad de la roca RQD. Se calculó un RQD⁹ teórico, expresado en función del espaciado promedio de las juntas.

$$\mathbf{RQD = 115 - 3,3 J_v} \quad (\text{ec. 3.15})$$

Dónde:

J_v = Es el índice volumétrico de junta o número de juntas por metro cubico.

$$\mathbf{J_v = \sum \frac{1}{s_i}} \quad (\text{ec. 3.16})$$

$$S_i = \frac{1}{\lambda}$$

$$\lambda = \frac{N}{L}$$

N= N° de discontinuidades

L= longitud prueba

$$\lambda \text{ familia 1} = 12 / 3$$

$$\lambda \text{ familia 1} = 4 \text{ mts}$$

$$\lambda \text{ familia 2} = 9 / 3$$

$$\lambda \text{ familia 2} = 3 \text{ mts}$$

$$S_i \text{ familia 1} = 1/4$$

$$S_i \text{ familia 1} = 0,25 \text{ mts}$$

$$S_i \text{ familia 2} = 1/3$$

$$S_i \text{ familia 2} = 0,33 \text{ mts}$$

$$\mathbf{J_v = (1/0,25) + (1/0,33)}$$

⁹ RQD (Rock Quality Designation) desarrollado por Deere entre 1963 y 1967.

$$J_v = 7.03 \text{ m}$$

$$RQD = 115 - 3,3 * 7,03 \text{ mts}$$

$$RQD = 91.8\%$$

Los parámetros descritos anteriormente son complementados con un factor de corrección por la orientación de las discontinuidades como se observa en el cuadro anterior, obteniendo una evaluación de -5.

De acuerdo con este valor y según la siguiente tabla podemos hacer una determinación de la clase de macizo rocoso.

Cuadro 11. Clasificación por puntuación para RMR.

| CLASE | I | II | III | IV | V |
|------------|-----------|---------|---------|---------|----------|
| CALIDAD | muy buena | Buena | media | mala | muy mala |
| PUNTUACION | 100 – 81 | 80 – 61 | 60 - 41 | 40 - 21 | <20 |

3.1.4 Criterio de ruptura¹⁰. Para el estudio de criterio de ruptura se aplicó la teoría de ruptura de Hoek y Brown, con el objetivo de valorar la resistencia del macizo rocoso y las propiedades de deformación; de tal manera que se puede conocer con antelación los esfuerzos generados en el macizo rocoso con la puesta en marcha del diseño de explotación.

Criterio Generalizado de Hoek & Brown. En el análisis de ruptura se utilizó el criterio generalizado de Hoek-Brown, Edición 2002, expresado por la siguiente ecuación:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (\text{ec. 3.16})$$

Donde.

σ'_1 y σ'_3 : Esfuerzos efectivos principales máximos y mínimos respectivamente.

¹⁰ Criterio de Rotura de Hoek-Brown.

s y a: constantes que de dependen de las condiciones estructurales del macizo rocoso.

m_b : Valor reducido de la constaste m_i para macizos rocosos.

La aplicación del criterio de ruptura en mención requiere la valoración de algunas propiedades del macizo rocoso, tales como:

1. Puntuación del GSI¹⁰ (versión 2002), índice geológico de resistencia. Éste se obtuvo a través del reconocimiento visual del macizo rocoso, la valoración se realizó bajo el criterio de la experiencia; evitando de esta manera confusiones dado el fisuramiento que presenta el macizo debido a las voladoras.
2. Resistencia a la compresión simple (σ_{ci}), obtenidas en el ensayo de carga puntual realizado en el laboratorio de suelo de la U.P.T.C. seccional Sogamoso.
3. Puntuación de las constantes m_i ¹ (versión 2002), ésta se realizó a partir de la probetas utilizadas en los ensayos de laboratorios.
4. Factor D^1 , éste está directamente relacionado con el grado de perturbación del macizo rocoso debido a la perforación y voladura, y a la relajación de esfuerzos varía desde 0 para macizos rocosos no perturbado in situ a 1 para macizos rocosos muy perturbado.

Cálculo de los parámetros resistentes. Para el cálculo de estos parámetros se tienen en cuenta las relaciones existentes entre m_b , m_i , s, a GSI y el factor D, dada por las siguientes expresiones:

$$m_b = m_i * \exp\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right) \quad (\text{ec. 3.17})$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right) \quad (\text{ec. 3.18})$$

$$\alpha = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}(e^{-GSI/15} - e^{-20/3}) \quad (\text{ec. 3.19})$$

Para obtener la resistencia a la compresión uniaxial, se debe dar un valor al esfuerzo efectivo principal mínimo (σ_3) de cero, en la ecuación tres quince y la resistencia a la tracción es obtenido cuando los esfuerzos efectivos principales máximos y mínimos (σ_1 y σ_3) son iguales a σ_t en la misma ecuación.

$$\sigma_c = \sigma_{ci} * S^a \quad (\text{ec. 3.20})$$

$$\sigma_t = -\frac{s\sigma_{ci}}{m_b} \quad (\text{ec. 3.21})$$

Los esfuerzos Normal y Cortante son relacionados a los esfuerzos principales, por las ecuaciones publicadas por Balmer¹¹.

$$\sigma_n^j = \frac{\sigma_1^j + \sigma_3^j}{2} - \frac{\sigma_1^j - \sigma_3^j}{2} * \frac{d\sigma_1^j/d\sigma_3^j - 1}{d\sigma_1^j/d\sigma_3^j + 1} \quad (\text{ec. 3.22})$$

$$t = (\sigma_1^j - \sigma_3^j) \frac{\sqrt{d\sigma_1^j/d\sigma_3^j}}{d\sigma_1^j/d\sigma_3^j + 1} \quad (\text{ec. 3.23})$$

Donde:

$$d\sigma_1^j/d\sigma_3^j = 1 + am_b \left(m_b \sigma_3^j / \sigma_{ci} + s \right)^{a-1} \quad (\text{ec. 3.24})$$

Módulo de deformación. El módulo de deformación de macizos rocosos está dado por:

Para $\sigma_{ci} \leq 100$

$$E_m (Gpa) = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} * 10^{(GSI-10/40)} \quad (\text{ec. 3.25})$$

Para $\sigma_{ci} \geq 100$

¹¹ Criterio de Rotura de Hoek-Brown.

$$E_m(GPa) = \left(1 - \frac{D}{2}\right) * 10^{(GSI-10/40)} \quad (\text{ec. 3.26})$$

Resistencia del Macizo rocoso (σ_c). Ésta se obtiene a través de la ecuación 3.27 y se infiere que es posible fallamiento inicien en los límites de la explotación, cuando σ_c es excedido por los esfuerzos inducidos en los límites (σ'_1 y σ'_3).

$$\sigma'_1 = \frac{2c' \cos \phi'}{1 - \sin \phi'} + \frac{1 + \sin \phi'}{1 - \sin \phi'} \sigma'_3 \quad (\text{ec. 3.27})$$

Hoek-Brown proponen que la resistencia puede ser estimada desde las relaciones de Mohr-Coulomb¹², mediante la siguiente ecuación:

$$\sigma_{cm} = \frac{2c \cos \phi}{1 - \sin \phi} \quad (\text{ec. 3.28})$$

Donde la cohesión (c') y el ángulo de fricción (ϕ') están determinados para el rango de esfuerzos $\sigma'_1 < \sigma'_3 < \sigma'_{ei}$

$$\sigma_{cm} = \sigma_{ei} * \frac{(m_b + 4s - a(m_b - 8s)) \left(\frac{m_b}{4 + s} \right)^{a-1}}{2(1+a)(2+a)} \quad (\text{ec. 3.29})$$

Determinación de σ'_{3max} . Éste valor está en relación directa con la apertura de taludes en el macizo rocoso, en este caso el cálculo de factor de seguridad, la forma y localización de la superficie de falla tienden a ser equivalente.

$$\frac{\sigma'_{3max}}{\sigma'_{cm}} = 0.72 \left(\frac{\sigma'_{cm}}{\gamma H} \right)^{-0.91} \quad (\text{ec. 3.30})$$

Donde H es la altura del talud.

Estimación del factor de perturbación D^{12} . La valoración de este factor se realizó con base en el cuadro 21, obteniendo un valor de 0,7.

¹² Criterio de Rotura de Hoek-Brown.

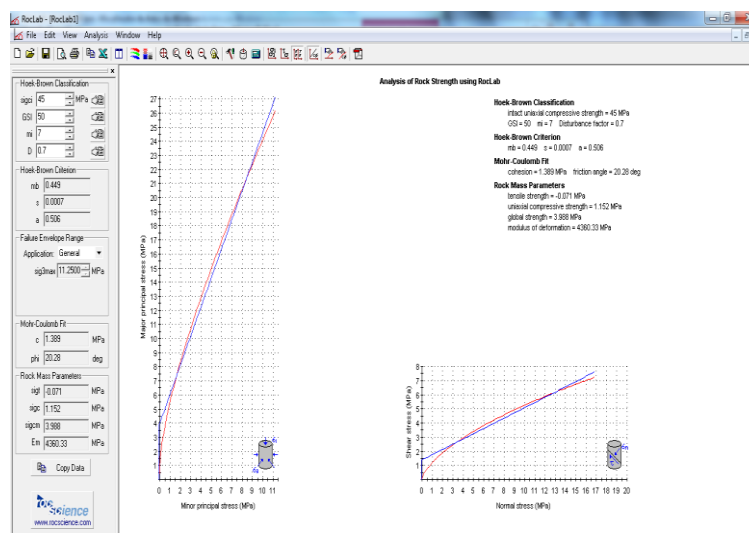
El Objetivo principal del estudio es determinar el comportamiento del macizo rocoso al momento de aplicar el diseño de explotación, identificando posibles factores que puedan generar la inestabilidad de los taludes.

Todos los conceptos y ecuaciones analizadas en el criterio de ruptura se implementaron en la aplicación del software Roclab 1.0¹³, el cual utiliza en su proceso El criterio Generalizado de Hoek-Brown, Edición 2002.

El software en mención brinda una representación gráfica de la evaluación general del macizo rocoso y de la evaluación al realizar la apertura de un talud, a través de las envolventes de Mohr y Triaxial, en las figuras se representa el criterio generalizado de Hoek – Brown con una línea roja y el criterio de falla de Mohr-Coulomb corresponde a una línea azul, con este análisis se concluye que:

- En estado general de dos materiales presentan un ángulo de fricción bajo con características cohesivas relativas, es decir, a mayor cohesión menor fricción.
- Los taludes se comportar bien en cuanto a su fricción, pues la caliza tiene unos altos índices de fricción, los cuales están representado en este análisis.
- El diseño propuesto presenta características viables para la explotación y la estabilidad.

Figura 14. Criterio de Ruptura



¹³ Rocscience.com software RocLab.

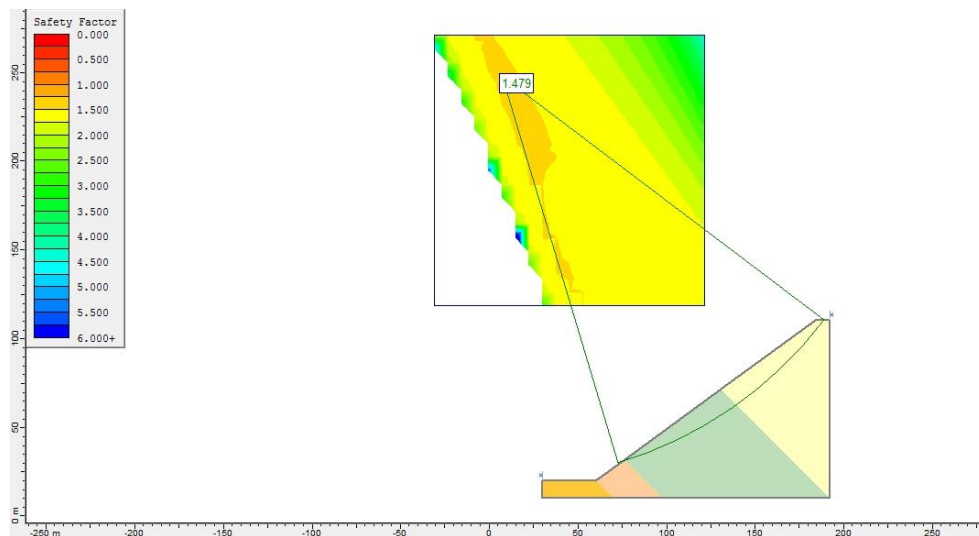
Fuente Software Roclab 1.0.

3.1.4 Calculo del factor de seguridad. La estabilidad de los taludes se cuantifica a través del factor de seguridad, el cual representa la relación existente entre las fuerzas resistentes y las actuantes.

Para identificar el factor de seguridad, se utilizó el software Slide¹ que genera el factor de seguridad dentro del talud, para este es necesario conocer las características que rodean al manto de caliza como piso y techo de estos.

En este caso tenemos un valor del factor de seguridad para el talud final de 1.425 (ver Figura 15) lo cual es un valor aceptable para este tipo de explotación teniendo en cuenta las consideraciones que este talud conlleva.

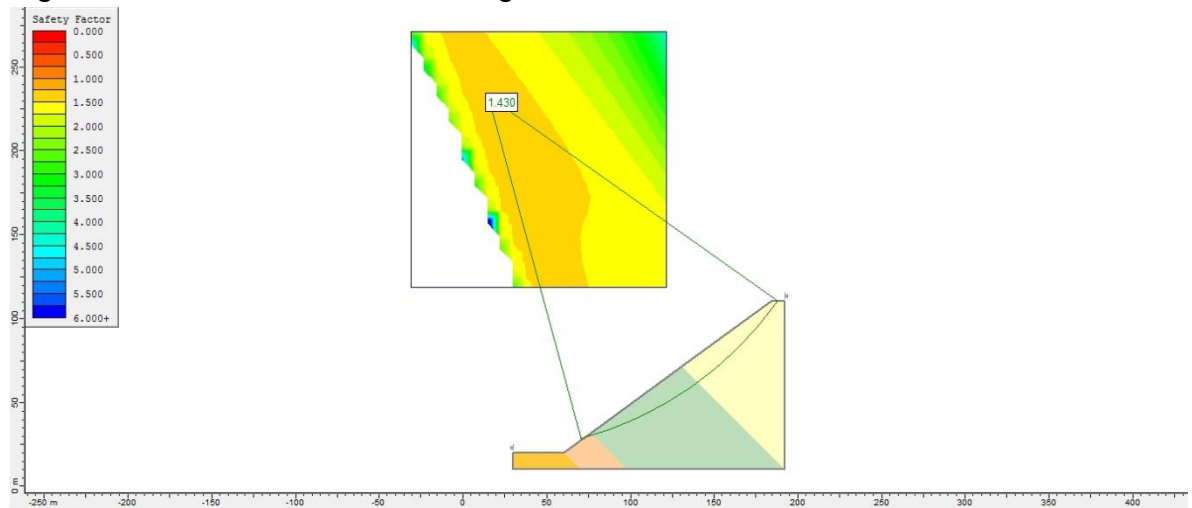
Figura 15. Calculo del factor de seguridad Software Slide¹⁴ Método de Janbú.



Fuente datos de estudio

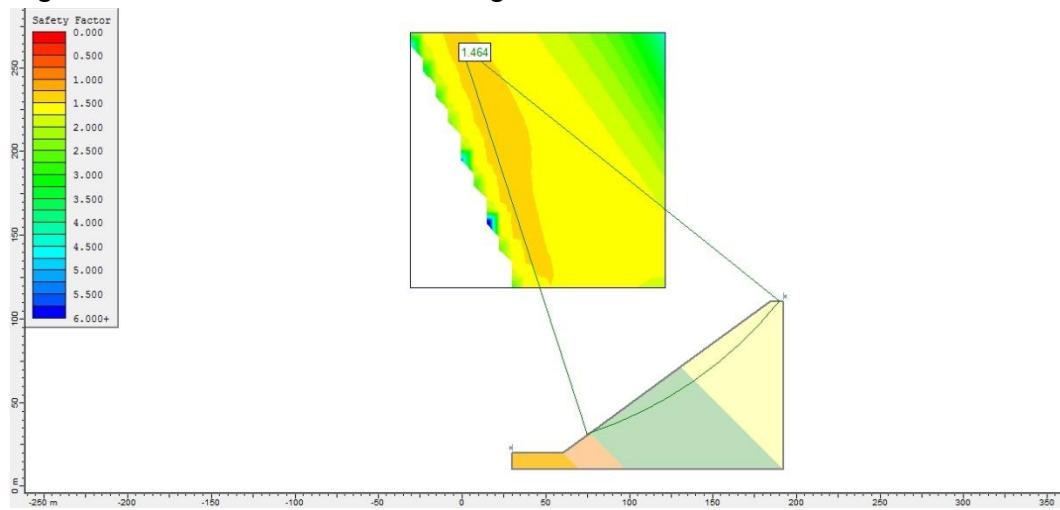
¹⁴ Rocscience.com software Slide.

Figura 16. Calculo del factor de seguridad Software Slide Método de Fellenius.



Fuente datos de estudio

Figura 17 Calculo del factor de seguridad Software Slide Método de Bishop.



Fuente datos de estudio

4. DISEÑO MINERO

El diseño minero debe ajustarse a la situación actual y futura de la cantera, con el fin de aprovechar al máximo las instalaciones, la maquinaria y las labores ejecutadas; para obtener de esta manera una mayor producción al menor costo posible.

La explotación planteada obedece a los parámetros de estabilidad citados en el capítulo número tres; brindando de esta forma seguridad en las labores de descapote, preparación y explotación, así como en la preservación y restauración ambiental.

Con base en lo anterior, es necesario proponer un método de explotación sencilla, aplicable a la situación del yacimiento y ante todo que puede ejecutarse de manera eficiente en los tres bloques de explotación, empleando al máximo los recursos humanos y materiales que posee la empresa.

4.1 CÁLCULO DE RESERVAS.

La evaluación cuantitativa del yacimiento es un factor determinante en la realización del diseño minero, brindando la oportunidad de definir la duración del proyecto de explotación y accediendo a una herramienta fundamental para el estudio económico del mismo. El estudio pretende determinar las toneladas de caliza y los metros cúbicos de estériles presentes en el yacimiento, para definir la relación de descapote, la isóbata límite de explotación y la relación de descapote límite.

Dada la continuidad del yacimiento evidenciada en los afloramientos encontrados en la parte posterior de la montaña que contiene el paquete, es posible realizar el cálculo de reservas mediante el método de perfiles.

El método de perfiles consiste en la obtención de bloques individuales de material y el cálculo se efectúa promediando el área entre dos perfiles consecutivos y multiplicando el valor obtenido por la distancia entre éstos; de esta manera se obtiene un volumen que al ser multiplicado por el peso específico arrojan el contenido (toneladas) de caliza existente entre los dos perfiles evaluados. Las reservas totales se obtienen al multiplicar las toneladas encontradas en los bloques individuales por un porcentaje de recuperación que depende de la situación entre los dos perfiles, las condiciones topográficas del área, la incidencia

de la explotación actual en el diseño propuesto, las condiciones geológicas de la zona y el diseño de la pared final para la explotación.

Los perfiles se realizaron perpendiculares al rumbo de la estratificación manteniendo una distancia de veinte metros entre ellos, para un total de 5 perfiles.

Cuadro 12. Cálculo de reservas.

| | Área de Caliza | Área Promedio | Distancia | Volumen | Densidad | Toneladas |
|-------------------|----------------|---------------|-----------|----------|----------|------------------|
| Perfil 440 | 0 | 550.88195 | 20 | 11017.64 | 2.6 | 28645.861 |
| Perfil 460 | 1101.7639 | 1436.7408 | 20 | 28734.82 | 2.6 | 74710.522 |
| Perfil 480 | 1771.7177 | 1531.4821 | 20 | 30629.64 | 2.6 | 79637.069 |
| Perfil 500 | 1291.2465 | 1045.2701 | 20 | 20905.4 | 2.6 | 54354.045 |
| Perfil 520 | 799.2937 | 399.64685 | 20 | 7992.937 | 2.6 | 20781.636 |
| Perfil 540 | 0 | 0 | 20 | 0 | 0 | 0 |
| | | | | | | 258129.13 |

Cuadro 13. Volumen de estéril.

| | Área de estéril | Área Promedio | Distancia | Volumen | Densidad | Toneladas |
|-------------------|-----------------|---------------|-----------|-----------------|----------|------------------|
| Perfil 420 | 2658.5885 | 3122.12185 | 20 | 62442.44 | 1.9 | 118640.63 |
| Perfil 440 | 3585.6552 | 4619.3266 | 20 | 92386.53 | 1.9 | 175534.41 |
| Perfil 460 | 5652.998 | 5777.6556 | 20 | 115553.1 | 1.9 | 219550.91 |
| Perfil 480 | 5902.3132 | 5694.6344 | 20 | 113892.7 | 1.9 | 216396.11 |
| Perfil 500 | 5486.9556 | 3975.11835 | 20 | 79502.37 | 1.9 | 151054.5 |
| Perfil 520 | 2463.2811 | 1679.5712 | 20 | 33591.42 | 1.9 | 63823.706 |
| Perfil 540 | 895.8613 | 447.93065 | 20 | 8958.613 | 1.9 | 17021.365 |
| | | | | 506327.2 | | 962021.63 |

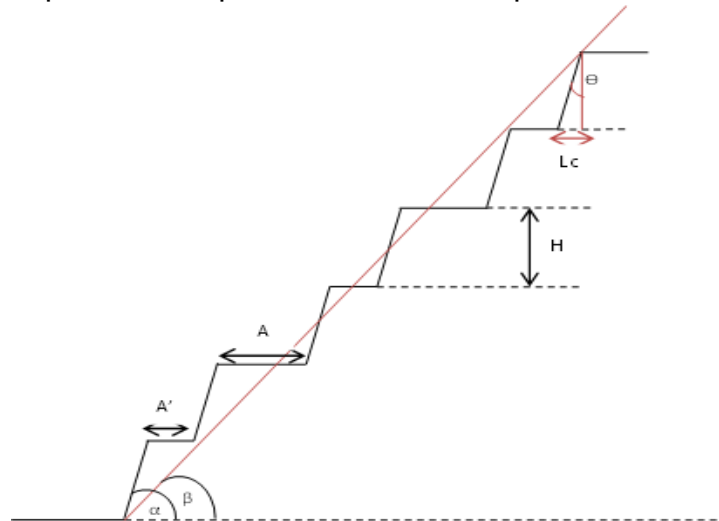
4.1.1 Relación de descapote. Esta relación se realizó con base en los resultados obtenidos en el cuadro 22 y 23 el cual nos da un ratio de descapote de 1.96m^3 estéril por Tonelada de Caliza, lo cual es alto pero por la cercanía que tiene a la planta procesadora es viable.

4.1.2 Determinación de la línea base para la explotación. Al analizar la relación de descapote, se observa claramente que en ningún caso dicha relación supera las $3.57\text{ m}^3/\text{ton}$; por ende se concluye que en el yacimiento no existe una línea base que determine el avance de la explotación.

4.1.3. Situación final del descapote. Cuando la explotación próxima al límite del área de licencia será necesaria la ejecución del diseño de bancos finales en el estéril, encaminados a maximizar el aprovechamiento de las reservas, evitar el exceso de bancos en la parte final de explotación, facilitar los trabajos de restauración con miras al cierre de la mina.

La geometría de la pared final está condicionada por las características geotécnicas del estéril expuestas en capítulo número tres; el alto grado de confiabilidad brindando por la geometría de los bancos de trabajo para el descapote, sugiere un buen comportamiento de la pared final, considerando que los trabajos en ésta son casi nulos y los taludes no sufrirán perturbaciones a causa de la explotación de caliza.

Figura 16. Esquema de la pared final del descapote



4.2 METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación debe satisfacer las características del yacimiento citadas en el capítulo 2 y orientarse bajo los criterios obtenidos en el capítulo tres; seleccionando el método que garantice la estabilidad de los taludes, la restauración ambiental y una secuencia de explotación segura, racional y económicamente viable.

Basados en lo anterior y considerando la relación de descapote, se concluye que el sistema de explotación rentable; técnica y económicamente es el superficial ó a cielo abierto.

4.2.1 ALTERNATIVAS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Para la selección del método de explotación óptimo se analizaron las características del depósito de caliza como la geometría, topografía, propiedades físicas y geomecánicas.

Las extracciones de rocas industriales y materiales de construcción, denominadas canteras aplican el método de explotación por banqueo, con uno o varios niveles. Las alternativas aplicables a este tipo de explotaciones son las siguientes:

- Banco único
- Bancos escalonados descendentes
- Bancos escalonados ascendentes

De acuerdo a las características topográficas, geológicas, paisajísticas y de estabilidad del terreno se analizaron las alternativas de bancos escalonados descendentes y ascendentes.

4.2.1.1 Alternativa uno: Banco único. En este método se tiene como ventajas un rendimiento mayor en cuanto a la perforación y voladura, pero con respecto a la producción este tipo de método es baja, también hay un menor costo por personal y equipos de transporte debido que hay menor cantidad material.

Una ventaja muy importante son los planos de cortes limpios que se obtienen a partir de su explotación dejando caras libres adecuadas para su posterior arranque.

Como desventajas se tendrán desviaciones de las perforaciones debido a la profundidad o espesor de estos bancos, otra desventaja es la labores del personal y maquinaria debido a las alturas de los bancos, también cabe mencionar la mala fragmentación de la roca y menor rendimientos de cargue y transporte. También cabe considerar por las dimensiones del talud no es seguro emplear este método.

4.2.1.2 Alternativa dos: Bancos escalonados descendentes. Este método de explotación permite iniciar la restauración con antelación y desde los bancos superiores hasta los de menor cota; desde el inicio de la explotación se tienen mayores rendimientos en el arranque, cargue y transporte, y mayor control en las condiciones de seguridad para el personal y la maquinaria.

Entre las desventajas de la aplicación de este método se cuenta la definición previa del talud final y consecuentemente, un proyecto a largo plazo, además, exige construir toda la infraestructura para acceder a los niveles superiores desde el principio y obliga a una mayor distancia de transporte en los primeros años de la cantera lo que requiere una fuerte inversión.

4.2.1.3 Alternativa tres: Bancos escalonados ascendentes. Es la alternativa más frecuente por la facilidad de apertura de las canteras y la mínima distancia de transporte inicial hasta la planta de tratamiento; con este método de explotación el frente de trabajo está siempre activo, excepto en una pequeña zona. Debido a que el frente es progresivamente más alto, es inconveniente desarrollar la restauración ambiental de los taludes antes de finalizar toda la etapa de explotación.

4.3 SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Para la determinación del método de explotación óptimo de la caliza, se analizaron aspectos como la topografía original del terreno, que exigen bancos de poca altura para garantizar condiciones de seguridad y la implementación de maquinaria para construir el acceso al frente y adecuación de vías, tipo oruga.

El depósito de caliza es de gran potencia y de características homogéneas de calidad en toda la extensión dentro del área de estudio, pero debido a que gran parte del yacimiento supera la cota permitida de explotación (3000m.s.n.m) se hace necesario el estudio de diseño en la parte baja de este.

De acuerdo al análisis de los parámetros citados anteriormente se seleccionó el método de explotación por **Bancos Escalonados Descendentes**.

Este método permite mayor seguridad para operarios y maquinaria en el desarrollo de los trabajos mineros debido a la poca altura de los bancos. Las primeras labores a realizar son la adecuación de las vías de acceso al depósito, en función de las variables determinadas por el transporte del mineral, traslado de la maquinaria hacia los frentes de explotación. El material retirado en el desmonte será dispuesto en un área aledaña a la explotación, de igual manera se dispondrá un área para botaderos de los subproductos del sistema de beneficio y zona de lavado, selección y despacho del producto final.

4.3.1 Diseño de bancos de trabajo para la explotación de caliza. La geometría de los bancos está restringida por la maquinaria y la cota máxima de la zona, las características geomecánicas del macizo rocoso, y las condiciones de seguridad.

4.3.2 Remoción del material estéril. El estéril será removido mediante la conformación de bancos múltiples descendentes y éste presenta una relación creciente; es decir, que la relación de descapote a lo largo del yacimiento aumenta considerablemente con el avance de la explotación.

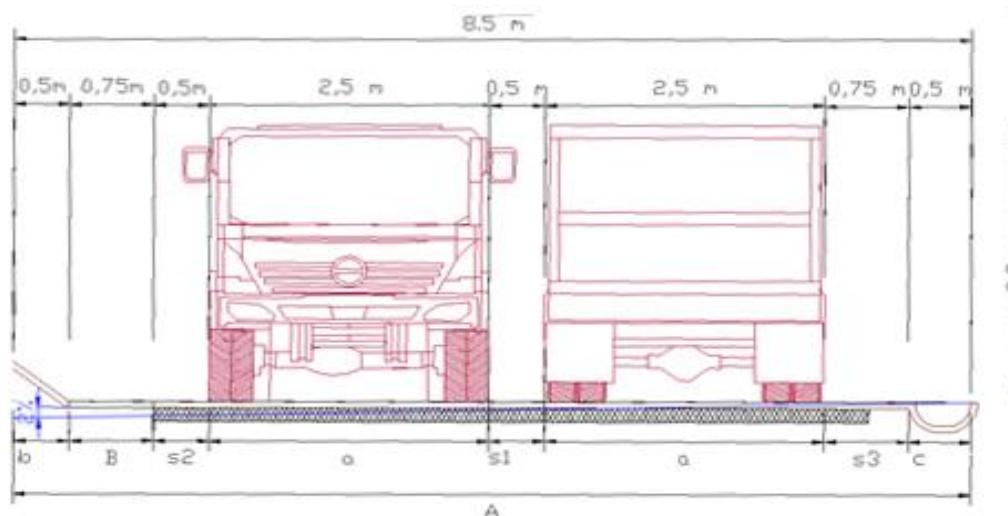
4.4 METODO DE EXPLOTACION PROPUESTO

4.4.1 Labores de desarrollo

4.4.1.1 Vías de acceso principales: La vía de acceso principal al depósito de caliza consiste en un carreteable destapado de 12 Km, que comunica a la vía la Calera con el área de operaciones minera. Esta vía permite el desplazamiento normal de maquinaria, ya que anteriormente ha sido adecuada para trabajos en otras zonas de la misma mina.

Se emplearan volquetas HINO FG8J modelo 2012 con capacidad de carga de 7m³ para el transporte del producto final a los centros de consumo; este vehículo tiene un ancho de 2,5 m (ver figura 17).

Figura 17. Volqueta HINO FG8J modelo 2012.



4.4.1.2 Botadero: Ya que la mina se cuenta con varias explotaciones que se encuentran en ejecución, ya se cuenta con una zona de botadero que puede suplir las funciones de botadero también para la zona norte, donde se realiza el diseño de explotación, el botadero se encuentra en las siguientes coordenadas de la zona, cuenta con un área de 8990m² :

| Norte | Este |
|-------------|-------------|
| 1022120.064 | 1011095.951 |
| 1022416.015 | 1011095.951 |
| 1022416.015 | 1011398.113 |
| 1022120.064 | 1011398.113 |

Tabla 2. Coordenadas Botadero.

Además se cuenta con los módulos Sur y Centro para el relleno con material estéril.

Figura 18. División de la mina en zonas

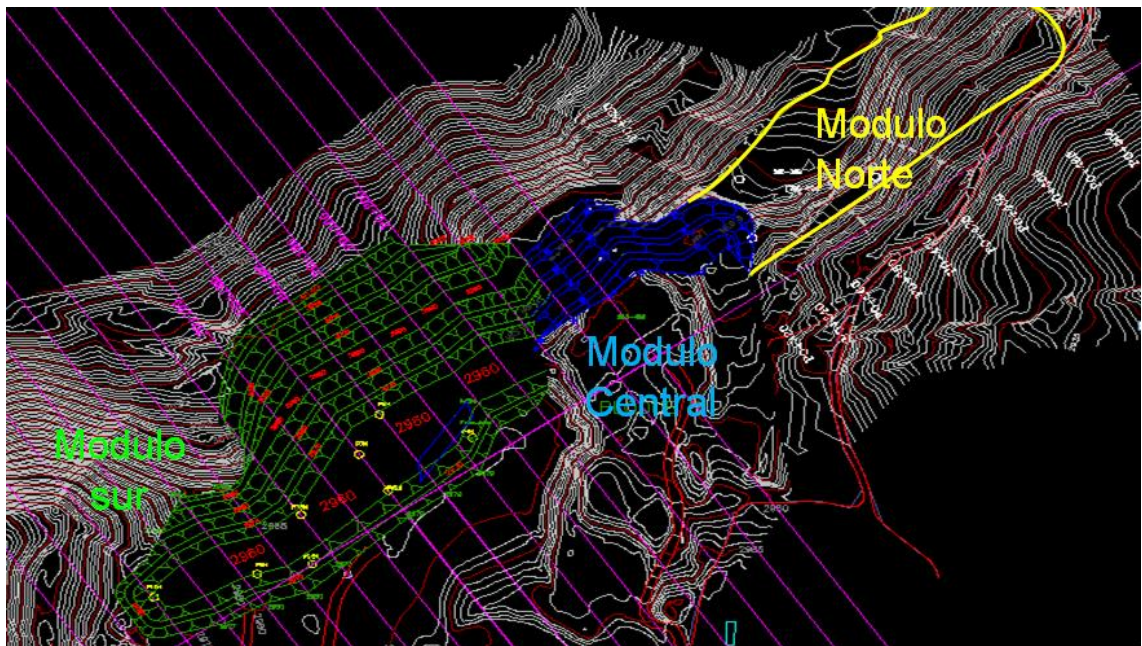
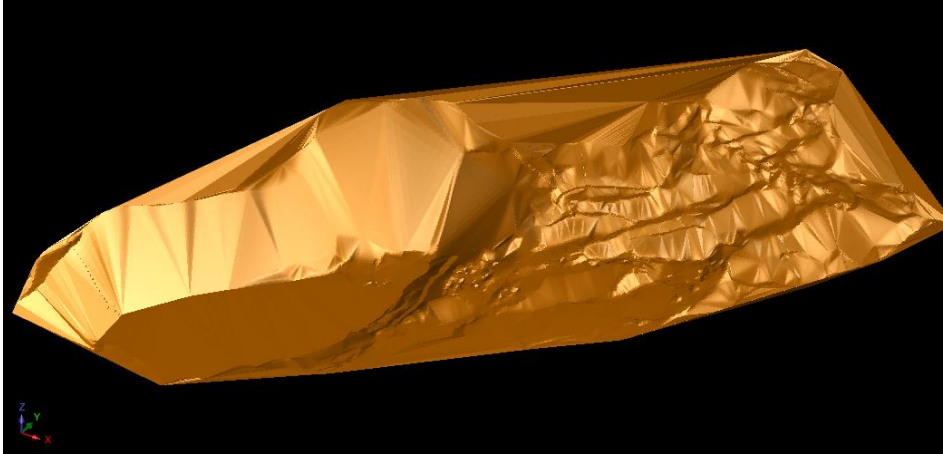


Figura 19. Topografía de la zona



Fuente Datos de estudio Software Surpac.

4.4.2. LABORES DE PREPARACIÓN

4.4.2.1 DESCAPOTE

El descapote involucra dos etapas; la primera comprende la remoción de capa vegetal que posteriormente será utilizada en la restauración ambiental de los terrenos afectados por la explotación, y la segunda abarca la remoción de material estéril que no representa ningún interés económico para la empresa.

4.4.2.2 Manejo de capa vegetal. Considerando que el espesor máximo de capa vegetal no supera los 30 cm, se proyecta el arranque directo y posterior arrastre con los bulldozeros, acumulándola para ser cargadas por las retroexcavadoras Caterpillar 225 a las volquetas, transportando el material al área seleccionada para su alojamiento.

4.4.2.3 Vías de preparación: Son las vías por las cuales las volquetas realizan el transporte de materiales dentro de la explotación. También existen rampas que se utilizan exclusivamente para el acceso de las máquinas que efectúan el arranque u otras operaciones auxiliares. El diseño de las vías se realiza para que las volquetas que se utilicen se muevan sin perder el ritmo de operación en condiciones seguras.

Ancho de las vías: Éste debe superar por lo menos en dos metros, la dimensión del equipo más ancho que vaya a circular por ellas. Para las vías de preparación, el ancho de las vías se calculó a partir del ancho de las volquetas HINO FG8J modelo 2012 y de la excavadora 312D L, ya que estos equipos son los que van a transitar desde las vías de desarrollo hasta los frentes de explotación.

Pendiente: La determinación de la pendiente óptima de una vía considera la velocidad y la capacidad de frenado de los vehículos de transporte y maquinaria. Para las vías se implementará una pendiente del 6% ya que esta brinda las condiciones de rendimiento y seguridad adecuadas. La sección transversal de la vía se debe diseñar con una determinada pendiente lateral hacia el costado del macizo.

4.4.3 LABORES DE EXPLOTACIÓN

4.4.3.1 Diseño de bancos: En el diseño geométrico de los bancos es de gran importancia tener en cuenta parámetros como las propiedades físico- mecánicas y la geomecánica del macizo rocoso, el método de explotación a implementar, además de las características de la maquinaria y de las vías de acceso.

Entre los parámetros operativos más importantes y que garantizarán un buen desempeño, particularmente de la extracción, el cargue y el desplazamiento del material hacia el centro de acopio o la planta, están:

- **Banco:** es el módulo de explotación o escalón comprendido entre dos niveles, bloque definido con ancho y alto en mineral o estéril formando un nivel de operación sobre el cual se trabaja generalmente en forma horizontal por capas.
- **Altura de banco (H):** Distancia vertical entre la cresta del banco y el pie del banco dada por la especificaciones de la maquinaria y equipos a utilizar: depende también de las características geológicas y geotécnicas. Para el diseño de la altura de los bancos se tiene en cuenta el alcance máximo de corte superior de la excavadora CAT 312D L y los límites determinados por el análisis de estabilidad de taludes, dando como resultado una altura de banco de 10 m.
- **Ancho de banco (A):** Se define como espacio mínimo de banco de trabajo, la suma de los espacios necesarios para el movimiento de la maquinaria y equipos que trabajan en él. De acuerdo con la maquinaria y equipos a utilizar en la mina como son una excavadora Caterpillar 312D L y volquetas HINO FG8J modelo 2012 con capacidad de 7 m³, se tiene un ancho de banco de 4 m.
- **Angulo de inclinación de talud (α):** Línea definida por un ángulo entre la horizontal y la línea del pie del banco que une la cresta. Este ángulo se obtuvo por medio del análisis de estabilidad del banco de explotación. El valor obtenido es de 73°, en condición aceptable de seguridad (ver figura 20.).
- **Angulo de la cara del banco:** Es el ángulo de operación en el arranque, que se forma entre la línea de máxima pendiente del banco y un plano vertical, en

donde se ha seleccionado un ángulo de la cara del banco de 17° (ver figura 20.).

- **Bermas.** Se utilizan como áreas de protección, al detener y almacenar los materiales que puedan desprenderse de los frentes de los bancos superiores y además como plataformas de acceso a los frentes de trabajo. Teniendo en cuenta lo anterior y las características geomecánicas del área, el ancho de las bermas de seguridad será de 0,5 m.
- **Angulo del talud final (β).** Este parámetro es el principal para el diseño de la explotación ya que éste determina la estabilidad del talud final de explotación. Para este caso es de 54° . Su valor se calcula empleando la siguiente expresión:

$$\text{Tan}\beta = H/B$$

β Es el angulo del talud de trabajo

H es la altura de banco (10m)

$$B = B1 + B2$$

$B1$ es el ancho del banco (4m)

$B2$ es la longitud que genera el angulo en la cara del banco

$$B2 = H \tan \theta, B2 = 10m * \tan 17^\circ = 3,05$$

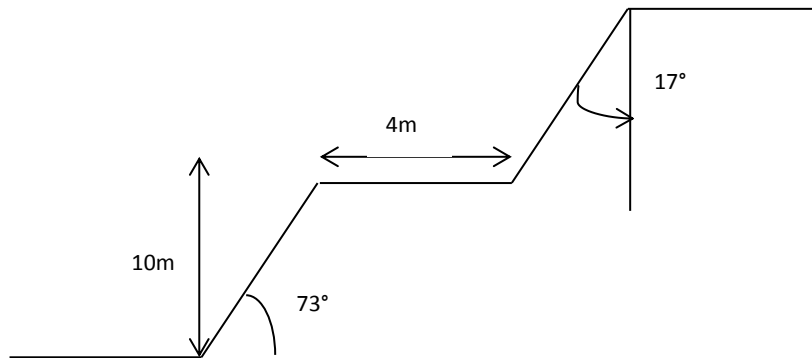
Reemplazando;

$$B = 4m + 3,05m = 7,05m$$

$$\text{Tan}\beta = 10m/7.05m$$

$$\beta = 54^\circ$$

Figura 20. Perfil de los bancos de explotación.



4.4.4 Secuencia y avance de la explotación. La secuencia y el avance de la explotación se realizan bajo los parámetros estipulados en el diseño. De esta manera, los bancos de trabajo de caliza se explotaran en una única etapa; es decir, los bancos serán extraídos en toda su altura y su ancho en cada arranque, por cada tarea, permitiendo de esta manera el máximo aprovechamiento de la maquinaria involucrada en la explotación y al mismo tiempo brindando aceptables condiciones de seguridad, lo anterior conduce a un arranque en el sentido del rumbo y un avance de la explotación en dirección contraria al buzamiento.

4.4.4.1 Arranque y cargue. El arranque se realizará por medio de martillo rompedor Caterpillar 320D, ya que es imposible hacer el arranque por voladura, que es una modificación hidráulica de la excavadora; ya que la explotación en las otras zonas se realiza por este medio, la empresa sugiere trabajar con el mismo método para no entrar en inversión de nueva maquinaria ni costos adicionales que estos puedan presentarse, el cargue se realizara con la excavadora hidráulica Caterpillar 320DL. La extracción se realizará desde la parte alta del banco efectuando el arranque en franjas en sentido vertical respetando el ángulo de banco considerado en el diseño de 73°.

El cargue se realizará en forma mecanizada mediante la implementación de la misma excavadora hidráulica sobre orugas encargada del arranque la cual tiene una capacidad de cucharón de 1.2 m³.

El rendimiento de la excavadora en las operaciones combinadas de arranque y cargue está determinado por:

$$R_{excavadora} = \frac{V_{cucharón} (m^3)}{t_{ciclo} (s)}$$

En donde el volumen del cucharón corresponde a:

$$V_{cucharón} = V_{colmatado} \times \text{llenado}$$

El factor de llenado para el arranque de arenisca en banco con cucharón de excavadora hidráulica es de 0,90 de acuerdo a la tabla de factores de llenado para excavadores del Manual de rendimiento Caterpillar, edición 32 (2001).

Entonces;

$$V_{cucharón} = 1,2m^3 \times 0.90 = 1.08m^3$$

El tiempo del ciclo es una función del tipo de máquina y de las condiciones de trabajo que incluyen el ángulo de giro, la profundidad o altura de corte y en el caso de cargadores frontales, la distancia de viaje. Un ciclo se considera como el total de las operaciones de corte, giro con carga, desplazamiento o viaje, descarga, giro vacío y regreso vacío. En el caso de palas frontales o excavadoras de azadón, el desplazamiento es nulo o muy pequeño, considerándose cero este tiempo.

Según el manual de rendimiento Caterpillar, edición 32 se tiene que, considerando la profundidad de corte entre 40% y 60% de la profundidad máxima de corte y ángulo de giro entre 30° y 60°, con vehículo de transporte al mismo nivel de la excavadora, los tiempos de ciclo de excavadora son:

Cuadro 14. Tiempos ciclo excavadora

| OPERACION | TIEMPO (s) |
|-----------------|------------|
| Arranque | 5 |
| Giro Con Cargar | 4 |
| Descarga | 2 |
| Giro vacío | 3 |
| TOTAL | 14 |

Fuente: Manual de rendimiento Caterpillar, edición 32 (2001).

Ya que la secuencia total por los 7 ciclos para el llene de las volquetas se tiene un tiempo total de 1 minuto y 38 segundos por cada una de éstas.

El rendimiento de la excavadora será:

$$R_{excavadora} = \frac{1,08 \text{ m}^3}{14s} = 0,077 \text{ m}^3/s$$

Teniendo en cuenta que la capacidad de la volqueta HINO FG8 es de 7 m³ y el volumen efectivo del cucharón de la excavadora es de 1,08 m³ se necesitarán 6.5 cucharadas para el cargue, lo cual implica que el tiempo de cargue de una volqueta es de 101 s, es decir, 1,41 min.

El rendimiento de la excavadora con accesorio martillo rompedor tiene un promedio de movimiento de material de 10m³/h, con una eficiencia del 90%.

Entonces;

$$V_{martillo} = 10m^3/h * 0.90 = 9m^3/h$$

4.4.4.2 Transporte. Para el transporte del material desde el frente de explotación hasta la zona de almacenamiento para beneficio, se emplearán volquetas sencillas HINO FG8J modelo 2012 con capacidad de 7 m³, este recorrido es de 14km (ver figura 21). La volqueta cargada no puede superar los 15 Km/h y vacía alcanzará una velocidad promedio de 20 Km/h. Por la vía que conduce de la mina a la Planta Santa Rosa por la vía hacia el páramo de Chingaza ya mencionada en el capítulo de localización.

El tiempo total de transporte corresponde a:

$$t_{total} = t_{acarrero} + t_{acomodacion\ descargue} + t_{descargue} + t_{retorno} + t_{acomodacion\ cargue}$$

Donde;

$$t_{acarrero} = \frac{\text{distancia de acarreo promedio}(m)}{\text{velocidad de acarreo promedio}(m/min)}$$

$$t_{acarrero} = \frac{140000}{250m/min} = 56min$$

$$t_{acarrero} = \frac{140000}{333,33m/min} = 42min$$

Los tiempos de acomodación o parqueo para descargue y cargue serán de 1 min y 1,5 min respectivamente, el tiempo de descargue no superará los 2 min.

$$t_{total} = 56m + 1min + 2min + 42m + 1.5min = 1hora\ 42min$$

Para mayor seguridad en los cálculos se da una efectividad del 90% en estas operaciones para un tiempo más confiable, dando así un tiempo total de 1hora con 52min para la ejecución de todos estos procesos.

Figura 21. Distancia de la mina a la planta procesadora



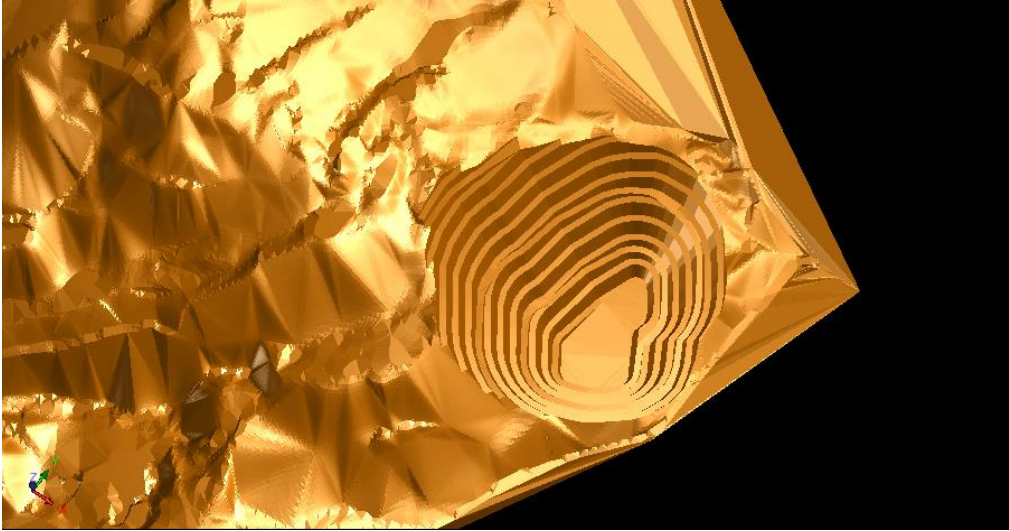
4.4.4.3 Producción. Se proyecta obtener una producción diaria de material de 105 m^3 que serán transportados al centro de acopio de la planta procesadora con un volumen mensual de extracción de 2310 m^3 . Manteniendo una producción de este modo se proyecta una duración del proyecto de aproximadamente 3.6 años, la ventaja de este es la cercanía que posee respecto a la planta procesadora, ahorrando costos en acarreos de otras zonas aledañas. Para poder llevar a cabo esta meta se dispondrán de 4 volquetas, 2 retroexcavadoras y dos martillos rompedores con una producción continua de 8 horas diarias.

4.5 Cronograma de actividades. En el cuadro 25 se realiza el cronograma para el proyecto de mina de caliza. En él se aprecian el orden secuencial de ejecución de actividades mineras de desarrollo, preparación y explotación y labores auxiliares correspondientes a los servicios de la cantera durante la vida del proyecto.

Cuadro 15. Cronograma de actividades

| ETAPA | ACTIVIDAD | Año 1 | | | | Año 2 | | | | Año 3 | | | | Año 4 | | | |
|--------------------------|-----------------------------------|-------|---|---|---|-------|---|---|---|-------|---|---|---|-------|---|---|---|
| | | 1 | 2 | 3 | 4 | 1 | 2 | 3 | 4 | 1 | 2 | 3 | 4 | 1 | 2 | 3 | 4 |
| Desarrollo | Adecuación de vía de Acceso | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | Desmonte y Remoción | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Preparación | Configuración de Taludes y bermas | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Explotación | Arranque | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | Cargue | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | Transporte | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Cierre y Abandono | Cierre y Abandono | | | | | | | | | | | | | | | | |

Figura 22. Situación Final de la zona de explotación.



Fuente Datos de Estudio Software Surpac.

5 IDENTIFICACIÓN DE IMPACTOS AMBIENTALES

5.1 IDENTIFICACIÓN DE IMPACTOS AMBIENTALES

La identificación de impactos ambientales en la mina La Esperanza parte de un análisis de los impactos más significativos y usuales, que potencialmente ocurren en un proyecto de explotación minera, tanto para la construcción y montaje como para las obras y trabajos de explotación a cielo abierto.

En primer lugar, se realizó una correlación de las actividades de construcción, montaje, explotación y desmantelamiento del proyecto minero con cada uno de los impactos potenciales; Luego se hace referencia a las medidas de manejo ambiental de acuerdo con la relación específica de las actividades generadoras del impacto o los impactos.

Para la identificación de los impactos ambientales se empleó el método de matriz Leopold, en la que se relacionan las actividades generadoras de impacto, con los factores ambientales susceptibles de afectación. Ver siguiente cuadro.

2. CARACTERÍSTICAS O CONDICIONES DEL MEDIO SUSCEPTIBLES DE ALTERARSE

Cuadro 16. Matriz para evaluación de impactos ambientales

| INSTRUCCIONES | | | | PRELIMINAR | | CONSTRUCCION | | | | | | | | | | MANTENIMIENTO | | | ABANDONO | | | | | | | |
|--|-----------|--------------|-----------------------------|------------------------|------------------------------|--------------------------|--------------------------|--|-------------------------|----------------------|----------------------------------|----------------------------|--|---------------------|---------------|---------------------------|-----------------------------|--------------------------|-------------------------------|-------------------------|--------------------------|--------------------------------|---------------------|-----|-----|-----|
| 1. Identificar todas las acciones (Situadas en la parte superior de la matriz) que ponen lugar en el proyecto propuesto. | | | | A. Gestion de tramites | B. Levantamiento topografico | C. Exploracion geologica | D. Movimiento de tierras | E. Movimiento y traslado de materiales | F. Construccion de vias | G. Obras de concreto | H. Descapote de material estenil | I. Perforacion de barrenos | J.Extraccion de mineral con explosivos | K. Cargue de caliza | L. Transporte | M. Seguridad trabajadores | N. Mantenimiento de equipos | O. Mantenimiento de vias | P. Mantenimiento de botaderos | Q. Perfilado de taludes | R. Revegetacion del area | S. Desmonte de infraestructura | T. Limpieza de area | | | |
| 2. Bajo cada una de las acciones propuestas, trazar una barra diagonal en la intercepción con cada uno de los términos laterales de la matriz, en caso de posible impacto. | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 3. Una vez completada la matriz en la esquina superior izquierda de cada cuadrito con barra, calificar de 1 a 10 la MAGNITUD del posible impacto 10 representa la máxima magnitud y 1 la mínima (el cero no es válido). Delante de cada calificación poner ° si el impacto es beneficioso. En la esquina inferior derecha de cada cuadrito calificar de 1 a 10 la IMPORTANCIA del posible impacto (por ejemplo si es regional o simplemente local) 10 representa la máxima importancia y 1 la mínima (El cero no es válido). | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 4. El texto que acompaña la matriz consistirá en la discusión de los impactos más significativos, es decir aquellos cuyas filas y columnas están señalados con las mayores calificaciones y aquellos cuadritos alistados con números superiores. | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| ACCIONES PROPUESTAS | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| A. CARACTERÍSTICAS FÍSICAS Y QUÍMICAS | ABIOTICOS | A. Agua | Calidad del agua | | | | -1 | | -3 | -1 | -4 | -2 | | | | | -4 | -3 | -3 | | 5 | | 5 | -11 | | |
| | | | Cambio de composicion | | | | -4 | -1 | | -8 | | | | | | | | -5 | 5 | | -2 | | -5 | 6 | -14 | |
| | | B. Aire | Alteracion por gases | | | | -3 | -1 | -1 | | | | -3 | | -5 | -4 | | | -1 | | -1 | | | | -19 | |
| | | | Alteracion por particulas | | | | -3 | -2 | -1 | -2 | -5 | -4 | | -3 | -2 | | | | -2 | | -3 | | -4 | | -31 | |
| | | | Ruido | | | | -5 | -2 | -6 | | -4 | -7 | | -2 | -3 | | | | -4 | | | | | | -33 | |
| | | C. Suelo | Erosion | | | | -7 | | -2 | | | | | | | | | | | | -3 | | -2 | 4 | -10 | |
| | | | Modificacion del paisaje | | | | -8 | | | | | | | | | | | | -2 | | | | 3 | -3 | 3 | -7 |
| | | | Generacion de inestabilidad | | | | -8 | | | | | -3 | | | | | | | | | | | | | | -11 |
| | | D. Clima | Modificacion al microclima | | | | -2 | | -3 | -3 | -4 | | | | | | | | | | | | 2 | -4 | 2 | -12 |
| | | | Intervencion del drenaje | | | | -2 | | | -1 | | | | | | | | | | | | | 1 | | -2 | -4 |
| | BIOTICOS | E. Flora | Deforestacion | | | | -10 | | -3 | | -3 | | | | | | | | | | | | | | -16 | |
| | | | Perdida de especies | | | | -6 | | -2 | | -1 | | | | | | | | | | | 3 | -3 | 4 | -5 | |
| | | F. Fauna | Reduccion y migracion | | | | -7 | | -2 | | -2 | | | | | | | | | | | 5 | | | -6 | |
| | | | Alteracion del habitat | | | | -5 | | | -3 | | | | | | | | | | | | 3 | -3 | 4 | -4 | |
| | SOCIALES | G. Salud | Riesgos ocupacionales | | | | -6 | -3 | | -5 | -7 | -5 | | -5 | | -4 | -3 | 1 | | | | | | | -37 | |
| | | | Calidad de vida | | | | -4 | | 3 | -5 | | | | 5 | | 8 | 4 | 2 | | | | | | | 13 | |
| | | H. Economia | Generacion de empleo | 3 | 6 | 7 | 4 | | | 9 | 3 | 5 | | 10 | 10 | 5 | 7 | 8 | 6 | 3 | 8 | 3 | 6 | | 103 | |
| | | | Transporte | | 3 | | 6 | | | 8 | 7 | | | 10 | 10 | | | 6 | 8 | 4 | 7 | 7 | 8 | | 84 | |
| | | | Regalias | 8 | | 4 | 6 | | 3 | | | | | | | | 6 | 10 | | | | | 5 | | 42 | |
| | | I. Conflicto | Ordenamiento urbano | -3 | | | -2 | | | | | | | | | | | | | | 6 | | 5 | | 6 | |
| | | | Generacion de expectativas | | | | -1 | | | | | | | | | | | 5 | | | | 3 | 4 | 7 | 18 | |
| TOTAL CONDICIONES AMBIENTALES | | | | 8 | 9 | 11 | -68 | -9 | -17 | -11 | -23 | -16 | 0 | 10 | 11 | 9 | -1 | 31 | 11 | -2 | 46 | -5 | 52 | 46 | | |

Resumen De la matriz de Leopold.

Cuadro 17 Valor de la afectación por componente

| Componente | Valor de afectación |
|-----------------------------|---------------------|
| Cambio de calidad | -11 |
| Cambio de composición | -16 |
| Alteración por gases | -24 |
| Alteración por partículas | -36 |
| Ruido | -39 |
| Erosión | -10 |
| Modificación del paisaje | -7 |
| Generación de inestabilidad | -11 |
| Intervención al drenaje | -4 |
| Modificación del microclima | -12 |
| Deforestación | -16 |
| Perdida de especies | -5 |
| Reducción y migración | -12 |
| Alteración del hábitad | -4 |
| Riesgos ocupacionales | -43 |
| Calidad de vida | 13 |
| Generación de empleo | 106 |
| Transporte | 84 |
| Regalías | 42 |
| Ordenamiento urbano | 6 |
| Generación de expectativas | 15 |

Fuente datos de estudio.

Cuadro 18. Grado de afectación por actividad minera.

| Actividad Minera | Grado de afectación |
|--------------------------------------|---------------------|
| Gestión de tramites | 8 |
| Levantamiento topográfico | 9 |
| Exploración geológica | 11 |
| Movimiento de tierras | -76 |
| Movimiento y traslado de materiales | -9 |
| Movimiento y traslado de materiales | -17 |
| Obras de concreto | -11 |
| Descapote de material estéril | -23 |
| Perforación de barrenos | -16 |
| Extracción de mineral con explosivos | 0 |
| Cargue de caliza | 10 |
| Transporte | 11 |
| Seguridad trabajadores | 9 |
| Mantenimiento de equipos | -1 |
| Mantenimiento de vías | 31 |
| Mantenimiento de botaderos | 11 |
| Perfilado de taludes | -2 |
| Revegetación del área | 46 |
| Desmante de infraestructura | -5 |
| Limpieza de área | 82 |

Fuente datos de estudio

5.1.1 Modificación del paisaje. La actividad minera a cielo abierto ocasiona un impacto visual paisajístico, las grandes remociones de material, la conformación de escombreras y la remoción de la cobertura vegetal son identificadas a larga distancia, convirtiéndose en una situación de impacto paisajístico.

El manejo paisajístico en las labores mineras, deben tratarse como una actividad constante desde que se hace el desmante hasta la restauración, pero dejando en lo posible el paisaje como se encontró inicialmente es por eso que se recomienda hacer reforestación en las áreas afectadas por la explotación. Para el manejo del paisaje se tendrá en cuenta lo siguiente.

La localización de instalaciones del proyecto minero se debe construir de forma que las personas ajenas al proyecto no se lleven un impacto visual paisajístico. También se debe armonizar el área de trabajo con el medio circundante para así dar un aspecto amigable entre la parte minera y ambiental. Para esto se arborizará con árboles nativos de la zona en el area de explotación del proyecto.

6. EVALUACIÓN ECONÓMICA Y FINANCIERA

La viabilidad económica de la explotación de caliza, se debe determinar involucrando los costos operativos de la extracción del mineral, las inversiones a realizar con la implementación de este trabajo y con los índices de ingresos por conceptos de ventas. Es necesario resaltar que el análisis económico y financiero realizado está proyectado a un periodo de 3 años y 6 meses, considerándolo como el lapso de duración del proyecto.

6.1 INVERSIONES A REALIZAR

Estas son las inversiones requeridas para el buen funcionamiento del plan de desarrollo geológico-minero, estas inversiones están ajustadas a los precios actuales del mercado y son necesarias para llevar a cabo los objetivos de producción programados.

6.1.1 Costo por mano de obra. Se relaciona el personal a utilizar en la explotación, en base a datos reales se calculó el rendimiento y se asignó los salarios mensuales para cada actividad, los costos por el concepto del personal administrativo y operativo.

6.1.2 Costo por herramientas, materiales, suministros generales y consumo de energía. El estimativo de estos costos se efectuó, mediante la cuantificación anual de las necesidades de la mina proyectada, teniendo en cuenta la cantidad de personal empleado y el avance de los frentes de trabajo.

La valoración económica se realizó mediante la consulta de los precios actuales de herramienta, elementos de seguridad, energía, combustibles, lubricantes entre otros. El costo por consumo de energía se determinó a partir del posible gasto de combustible por la maquinaria y equipo.

6.1.3 Administración. Representan los costos que tiene que ver, con el conjunto de empleados, encabezados por el gerente que rigen las acciones de la empresa y velan por el buen funcionamiento mediante controles administrativos.

Cuadro 19. Inversiones Actuales.

| INVERSIONES ACTUALES | | | |
|-------------------------------------|-----------------|-------------------|--------------------|
| I T E M S | CANTIDAD | V/Unitario | V. TOTAL \$ |
| INFRAESTRUCTURA | | | |
| Carreteables (m) | 2100 | 30.000 | 63.000.000 |
| Caseta para herramientas y maquinas | 1 | 0 | 0 |
| terrenos Ha | 5,5242 | 35.000.000 | 193.347.000 |
| TOTAL INVERSIONES EXISTENTES | | | 256.347.000 |

Cuadro 20. Costos mano de obra.

| Actividad | Salario 2014 | Año 1 | | Año 2 | | Año 3 | | Año 4 (6meses) | |
|----------------------------|---------------------|--------------|-------------|--------------|-------------|--------------|-------------|---------------------------|-------------|
| | | Cant. | Valor total | Cant. | Valor total | Cant. | Valor total | Cant. | Valor total |
| Personal Operativo | | | | | | | | | |
| Ing. De minas | 2.000.000 | 1 | 24.000.000 | 1 | 25.200.000 | 1 | 26.460.000 | 1 | 13.891.500 |
| Operarios Excavadora | 1.000.000 | 4 | 48.000.000 | 4 | 50.400.000 | 4 | 52.920.000 | 4 | 27.783.000 |
| Operarios Volqueta | 1.000.000 | 5 | 60.000.000 | 5 | 63.000.000 | 5 | 66.150.000 | 5 | 34.728.750 |
| Obreros | 800.000 | 2 | 19.200.000 | 2 | 20.160.000 | 2 | 21.168.000 | 2 | 11.113.200 |
| Auxiliar Contable | 800.000 | 1 | 9.600.000 | 1 | 10.080.000 | 1 | 10.584.000 | 1 | 5.556.600 |
| Sub Total | | | 160.800.000 | | 168.840.000 | | 177.282.000 | | 93.073.050 |
| Prestaciones y Aportes 50% | | | 80.400.000 | | 84.420.000 | | 88.641.000 | | 46.536.525 |
| Total | | 13 | 241.200.000 | 13 | 253.260.000 | 13 | 265.923.000 | 13 | 139.609.575 |

Cuadro 21. Costos alquiler de equipos

| Descripción | Valor Unitario | Año 1 | | Año 2 | | Año 3 | | Año 4 (6meses) | |
|------------------------------------|----------------|-------|-------------|-------|-------------|-------|-------------|-------------------|-------------|
| | | Cant. | Valor total | Cant. | Valor total | Cant. | Valor total | Cant. | Valor total |
| Alquiler Excavadora | 70.000 Hora | 176 | 147.840.000 | 176 | 155.232.000 | 176 | 162.993.600 | 176 | 85.571.640 |
| Alquiler Volquetas | 60.000 Día | 22 | 15.840.000 | 22 | 16.632.000 | 22 | 17.463.600 | 22 | 9.168.390 |
| Mantenimiento Martillo rompedor | 6.000.000 Mes | 1 | 72.000.000 | 1 | 75.600.000 | 1 | 79.380.000 | 1 | 41.674.500 |
| Total | | | 243.260.000 | | 255.423.000 | | 268.194.150 | | 140.593.005 |

Cuadro 21. Costo dotación

| Descripción | Valor Unitario | Año 1 | | Año 2 | | Año 3 | | Año 4 (6meses) | |
|--------------|----------------|-------|------------------|-------|------------------|-------|------------------|-------------------|------------------|
| | | Cant. | Valor total | Cant. | Valor total | Cant. | Valor total | Cant. | Valor total |
| Overoles | 32.000 | 26 | 832.000 | 26 | 873.600 | 26 | 917.280 | 13 | 481.572 |
| Cascos | 25.000 | 13 | 325.000 | 13 | 341.250 | 13 | 358.312 | 13 | 376.228 |
| Botas | 52.000 | 13 | 676.000 | 13 | 709.800 | 13 | 745.290 | 13 | 782.554 |
| Guantes | 7.000 | 26 | 182.000 | 26 | 191.100 | 26 | 200.655 | 13 | 105.343 |
| Mascarillas | 1.500 | 26 | 39.000 | 26 | 40.950 | 26 | 43.000 | 13 | 22.600 |
| Total | | | 2.054.000 | | 2.156.700 | | 2.264.537 | | 1.768.297 |

Cuadro 23. Costos herramientas e insumos;

| Descripción | Valor Unitario | Año 1 | | Año 2 | | Año 3 | | Año 4 (6meses) | |
|------------------------------|----------------|-------|--------------------|-------|--------------------|-------|--------------------|----------------|-------------------|
| | | Cant. | Valor total | Cant. | Valor total | Cant. | Valor total | Cant. | Valor total |
| Carretillas llanta neumática | 150.000 | 3 | 450.000 | 2 | 300.000 | 1 | 150.000 | 1 | 150.000 |
| Palas de punta | 20.000 | 6 | 120.000 | 6 | 120.000 | 6 | 120.000 | 3 | 376.228 |
| Cinta métrica (decámetro) | 37.000 | 2 | 74.000 | 2 | 74.000 | 2 | 74.000 | 2 | 782.554 |
| Barras | 40.000 | 6 | 240.000 | 6 | 240.000 | 6 | 240.000 | 6 | 105.343 |
| maseta 5 lb y 8 lb | 50.000 | 3 | 150.000 | 3 | 150.000 | 3 | 150.000 | 3 | 22.600 |
| INSUMOS | | | | | | | | | |
| valvulina | 18.000 | 70 | 1.260.000 | 70 | 1.260.000 | 70 | 1.260.000 | 35 | 630.000 |
| aceite hidráulico | 55.000 | 50 | 2.750.000 | 50 | 2.750.000 | 50 | 2.750.000 | 25 | 1.375.000 |
| aceite para motor | 50.000 | 40 | 2.000.000 | 40 | 2.000.000 | 40 | 2.000.000 | 20 | 1.000.000 |
| Grasas | 5.000 | 15 | 75.000 | 15 | 75.000 | 15 | 75.000 | 8 | 40.000 |
| Combustibles | 8.630 | 12384 | 106.873.920 | 12384 | 106.873.920 | 12384 | 106.873.920 | 6192 | 53.436.960 |
| dientes cucharón | 127.500 | 4 | 51.0000 | 4 | 510.000 | 4 | 510.000 | 4 | 510.000 |
| zapata orugas | 150.000 | 1 | 15.0000 | 1 | 150.000 | 1 | 150.000 | 1 | 150.000 |
| Total | | | 114.652.920 | | 114.502.920 | | 114.352.920 | | 58.578.685 |

Regalías. Mediante la resolución 125 del 31 de marzo de 2014 La Unidad de Planeación Minero Energética, en boca mina pagará un impuesto del 1 % por tonelada; precio establecido por la Unidad de Planeación Minero y energética UPME, para este año el valor fijado en boca mina es de \$13.78 t. Se asume un incremento del 1% en los siguientes años.

Cuadro 24. Costo concepto regalías

| Descripción | Año 1 | Año 2 | Año 3 | Año 4 (6meses) |
|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------------|
| | Valor total | Valor total | Valor total | Valor total |
| Regalías | 9.167.532 | 9.259.207 | 9.351.799 | 4.722.658 |

6.1.4 DEPRECIACIÓN

La depreciación es una herramienta de carácter tributario que permite a la empresa ajustar el valor de los activos a medida que transcurre el tiempo. Es la pérdida de valor del activo, a través del tiempo ya sea por desgaste o por deterioro. La depreciación en sí, tiene el propósito de mantener el valor real del activo representado por la maquinaria y el equipo; para el cálculo de la depreciación se asumió un 5% del costo total de los equipos. La infraestructura y la maquinaria sufren una depreciación que depende de su vida útil.

Cuadro 25. Depreciación

| | Depreciación | | | |
|-------------------------------|--------------|------------|------------|------------|
| | Año 1 | Año 2 | Año 3 | Año 4 |
| Inversiones existentes | | | | |
| Infraestructura | 10.195.920 | 10.195.920 | 10.195.920 | 10.195.920 |
| Inversiones a realizar | | | | |
| Maquinaria y equipo | 1.364.400 | 1.432.60 | 1.504.251 | 789.731 |
| Total depreciación | 11.560.320 | 11.628.520 | 11.700.171 | 10.985.651 |

Cuadro 26. Resumen de costos.

| Descripción | Año 1 | Año 2 | Año 3 | Año 4 (6meses) |
|------------------------|--------------------|--------------------|--------------------|--------------------|
| | Valor total | Valor total | Valor total | Valor total |
| Mano de obra | 241.200.000 | 253.260.000 | 265.923.000 | 139.609.575 |
| Herramientas e Insumos | 114.652.920 | 114.502.920 | 114.352.920 | 58.578.685 |
| Dotación | 2.054.000 | 2.156.700 | 2.264.537 | 1.768.297 |
| Alquiler de equipos | 243.260.000 | 255.423.000 | 268.194.150 | 140.593.005 |
| Regalías | 9.167.532 | 9.259.207 | 9.351.799 | 4.722.658 |
| Agotamiento Minero | 1.550.000 | 1.550.000 | 1.550.000 | 1.550.000 |
| Costos ambientales | 3.200.000 | 3.200.000 | 3.200.000 | 3.200.000 |
| Total costos | 615.084.452 | 639.351.827 | 664.836.406 | 350.022.220 |
| Producción Periodo (t) | 72072 | 72072 | 72072 | 36036 |
| Costo t | 8534 | 8871 | 9224 | 9713 |

Margen de utilidad, se realiza un margen de utilidad para relacionar los precios y ganancias de la caliza si se evaluara como mercado del material.

Cuadro 27. Margen de utilidad.

| Año | PRODUCCION (ton) | (Costo / Ton) | Venta | Ingreso (Pesos) | Margen de Utilidad (Pesos/ton) |
|----------|------------------|---------------|-------|-----------------|--------------------------------|
| 1 | 72072 | 8534 | 13000 | 936.936.000 | 4.466 |
| 2 | 72072 | 8871 | 13390 | 965.054.080 | 4.519 |
| 3 | 72072 | 9224 | 13800 | 994.593.600 | 4.576 |
| 4(6mes.) | 36036 | 9713 | 14200 | 511.711.200 | 4.487 |

6.2 Evaluación Económica

La evaluación económica es la comparación de ventajas y desventaja de utilizar dineros en la realización de las inversiones, actividades de producción y en la comercialización tomando como base de juicio los rendimientos económicos que genera su realización.

6.2.1 Flujo de caja a Valor constante. Este flujo es resumen de todos los egresos e ingresos del proyecto, así como las inversiones a realizar para cada etapa de ejecución (cuadro 36). Está constituida por las inversiones existentes, inversiones a realizar y el capital de trabajo adicionando estos tres parámetros obtenemos el flujo de inversiones del periodo cero.

Cuadro 28. Flujo de caja

| | | | | | |
|----------------------------------|-----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| Ingresos realizados | 256.347.000,00 | | | | |
| Inversiones a realizar | 12.000.000,00 | | | | |
| Inversión total | 152.949.000,00 | | | | |
| Ingresos por ventas | | 936.936.000,00 | 965.054.080,00 | 994.593.600,00 | 511.711.200,00 |
| Egresos costos operacionales | | | | | |
| Mano de obra | | 241.200.000,00 | 253.260.000,00 | 265.923.000,00 | 139.609.575,00 |
| Herramientas | | 114.652.920,00 | 114.502.920,00 | 114.352.920,00 | 58.578.685,00 |
| Alquiler de equipo | | 243.260.000,00 | 255.423.000,00 | 268.194.150,00 | 140.593.005,00 |
| Dotación | | 2.054.000,00 | 2.156.700,00 | 2.264.537,00 | 1.768.297,00 |
| Costos ambientales | | 3.200.000,00 | 3.200.000,00 | 3.200.000,00 | 1.600.000,00 |
| Total egresos | | 604.366.920,00 | 628.542.620,00 | 653.934.607,00 | 342.149.562,00 |
| Ingresos antes de impuestos | | 332.569.080,00 | 336.511.460,00 | 340.658.993,00 | 169.561.638,00 |
| Menos depreciación | | 11.560.320,00 | 11.628.520,00 | 11.700.171,00 | 10.985.651,00 |
| Ingresos gravables | | 321.008.760,00 | 324.882.940,00 | 328.958.822,00 | 158.575.987,00 |
| Impuestos (35%) | | 112.353.066,00 | 113.709.029,00 | 115.135.587,70 | 55.501.595,45 |
| Egresos por Regalías | | 9.167.532,00 | 9.259.207,00 | 9.351.799,00 | 4.722.658,00 |
| Ingresos después de impuestos | | 199.488.162,00 | 201.914.704,00 | 204.471.435,30 | 98.351.733,55 |
| Más depreciación | | 1.725.000,00 | 1.725.000,00 | 1.725.000,00 | 1.725.000,00 |
| Flujo neto de caja | -268.347.000,00 | 201.213.162,00 | 203.639.704,00 | 206.196.435,30 | 100.076.733,55 |

6.2.2 Valor presente neto y tasa interna de retorno TIR

Consiste en llevar a pesos el futuro del valor del flujo de caja calculado, para lo cual es necesario tener en cuenta una tasa de interés que como mínimo debe ser igual al índice de inflación actual.

La inversión será rentable, o no, bajo los siguientes parámetros:

- Si el valor presente neto es mayor a cero indica que el proyecto es conveniente económicamente
- Si es igual a cero indica que la realización de las inversiones sería indiferente frente a otras alternativas de inversión.
- Si el valor presente neto es menor que cero, indica que el proyecto no es conveniente económicamente.

Cuadro 29. Tasa Interna de Retorno TIR y Valor Presente Neto VPN

| TASA INTERNA DE RETORNO TIR Y VALOR PRESENTE NETO | | |
|--|------------|--------------------|
| FLUJO DE FONDOS DEL PROYECTO | AÑO | TIR (%) VPN |
| -268.347.000 | 0 | |
| 201.213.162 | 1 | |
| 203.639.704 | 2 | |
| 206.196.435 | 3 | |
| 100.076.733 | 4 | |
| TASA INTERNA DE RETORNO | | 61% |
| VALOR PRESENTE NETO | | 257.750.843 |

Tasa de oportunidad del capital = 19%

CONCLUSIONES

El cálculo de las reservas de caliza contenidas en el depósito de la mina La Esperanza se realizó a partir del método gráfico de áreas medias o perfiles y por medio del programa GEMCOM SURPAC, dando como resultado 255.129 toneladas de reservas probables por el método gráfico de perfiles y 272.010 toneladas de recursos geológicos obtenidos por GEMCOM SURPAC.

El estudio geomecánico realizado al macizo rocoso de la mina La Esperanza Zona Norte y la caracterización de las discontinuidades, clasifica el macizo rocoso según el sistema de valoración SRM de clase II, calidad buena.

De acuerdo a los parámetros establecidos para la selección del método de explotación se determinó que el método más apropiado corresponde a Bancos Escalonados Descendentes, el cual permite alcanzar rendimientos, capacidad de producción y seguridad durante y después de terminada la etapa de explotación.

El método de explotación por bancos escalonados descendentes diseñado para la mina La Esperanza Zona Norte, permite alcanzar una producción de 107 m³/día.

RECOMENDACIONES

Para el buen desarrollo del proyecto minero diseñado se debe realizar seguimiento y contar con asesoría técnica permanente con el fin de lograr todos los objetivos propuestos.

Se requiere de capacitación para todo el personal vinculado al proyecto en aspectos de tipo minero, operativo, sociales, ambientales y de seguridad con el fin de mantener condiciones de trabajo favorables.

Es indispensable monitorear y analizar de manera constante los factores presentes en las operaciones mineras con el fin de optimizar recursos y aumentar los rendimientos.

Se debe realizar un análisis periódico del producto final con el fin de establecer medidas de corrección o mejoramiento continuo.

BIBLIOGRAFIA

BUSTILLO, R. Manuel y LOPEZ, J. Carlos. Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras. 1 ed. Madrid: Entorno Gráfico, 1997.

GONZÁLEZ DE VALLEJO, Luis I. Ingeniería Geológica. 1 ed. Madrid: Pearson Educación, 2005.

HERRERA, Juan. Diseño de explotaciones de cantera. 1 ed. Madrid: Grupo editorial Universidad Politécnica de Madrid, 2007.

UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE MADRID; Métodos de minería a cielo abierto. 1 ed. Madrid: Grupo editorial Universidad Politécnica de Madrid, 2007.

LARA GONZÁLEZ, Luis Ángel. Manual de SURPAC Básico, 2005.

CATERPILLAR; Manual de rendimiento Caterpillar. Edición 32, 2001.

MINISTERIO DE MINAS Y MEDIO AMBIENTE. Guía minero ambiental para la exploración, explotación, beneficio y transformación. Bogotá, 2002.

REYES, Italo. Estratimetría aplicada. Tunja: Editorial Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia, 1998.

ROMANA, M., SMR Clasificación geomecánica: Aplicación, experiencia y validación. 2 ed. Pretoria: Editorial Instituto de Minería y Metalurgia de Sudafrica, 1997.

SOLANILLA, B. Jorge. Gerencia de equipos para obras civiles y minería. 2 ed. Bogotá: Bhandar editores, 2006.

Unidad de Planeación Minero Energética, www.upme.gov.co/regalias, (consultado abril de 2014).

ANEXOS

LABORATORIOS COMPRESION SIMPLE

COMPRESION SIMPLE

MUESTRA 1

| DESPLAZAMIENTO VERTICAL x (0,01 mm) | RESISTENCIA (KN) | DEFORMACIÓN UNITARIA (ϵ) | ESFUERZO (KPa) | ESFUERZO (MPa) |
|---|---------------------|--|-------------------|-------------------|
| 0 | 0 | 0,00000000 | 0,00 | 0,00 |
| 10 | 5 | 0,00102041 | 2797,99 | 2,80 |
| 20 | 10,6 | 0,00204082 | 5931,73 | 5,93 |
| 30 | 17,4 | 0,00306122 | 9736,99 | 9,74 |
| 40 | 24,2 | 0,00408163 | 13542,25 | 13,54 |
| 50 | 31,8 | 0,00510204 | 17795,19 | 17,80 |
| 60 | 38,7 | 0,00612245 | 21656,41 | 21,66 |
| 70 | 45,4 | 0,00714286 | 25405,71 | 25,41 |
| 80 | 57,3 | 0,00816327 | 32064,91 | 32,06 |
| 90 | 65,2 | 0,00918367 | 36485,73 | 36,49 |
| 90 | 70,6 | 0,00918367 | 39507,55 | 39,51 |
| 100 | 70,5 | 0,01020408 | 39451,59 | 39,45 |
| 110 | 71,2 | 0,01122449 | 39843,31 | 39,84 |
| 120 | 72,3 | 0,01224490 | 40458,87 | 40,46 |

| | |
|--|------------|
| No. DE MUESTRA | 1 |
| FORMA DE MUESTRA | cilíndrica |
| ALTURA (cm) | 10,20 |
| DIAMETRO (cm) | 4,74 |
| PESO MUESTRA (gr) | 371,90 |
| AREA (cm²) | 17,646 |
| VOLUMEN (cm³) | 179,99 |
| γ (gr/cm³) | 2,07 |

| | |
|---------------------------------------|--------------|
| σ_{ci} (MPa) | 40,46 |
|---------------------------------------|--------------|

| | |
|-----------------|----------------|
| Ei (MPa) | 3690,97 |
|-----------------|----------------|

| | |
|---------------------------------------|--------------|
| σ_{ci} (MPa) | 40,46 |
| Resist (KN) | 72,3 |

MUESTRA 2

| DESPLAZAMIENTO VERTICAL x (0,01 mm) | RESISTENCIA (KN) | DEFORMACIÓN UNITARIA (ϵ) | ESFUERZO (KPa) | ESFUERZO (MPa) |
|--|-------------------------|---|-----------------------|-----------------------|
| 0 | 0 | 0,00000 | 0,000 | 0,00 |
| 10 | 1,3 | 0,00102 | 727,476 | 0,73 |
| 20 | 2 | 0,00204 | 1119,194 | 1,12 |
| 30 | 1,9 | 0,00306 | 1063,234 | 1,06 |
| 40 | 2,2 | 0,00408 | 1231,114 | 1,23 |
| 50 | 3,1 | 0,00510 | 1734,751 | 1,73 |
| 60 | 4,1 | 0,00612 | 2294,348 | 2,29 |
| 70 | 7,5 | 0,00714 | 4196,978 | 4,20 |
| 80 | 11 | 0,00816 | 6155,568 | 6,16 |
| 90 | 15,1 | 0,00918 | 8449,916 | 8,45 |
| 90 | 17,3 | 0,00918 | 9681,030 | 9,68 |
| 100 | 20,8 | 0,01020 | 11639,619 | 11,64 |
| 110 | 25,7 | 0,01122 | 14381,645 | 14,38 |
| 120 | 31,3 | 0,01224 | 17515,389 | 17,52 |
| 130 | 32,7 | 0,01327 | 18298,825 | 18,30 |
| 140 | 36,6 | 0,01429 | 20481,253 | 20,48 |
| 150 | 45,4 | 0,01531 | 25405,708 | 25,41 |
| 160 | 49,4 | 0,01633 | 27644,096 | 27,64 |

| | |
|-------------------------|-------------------|
| No. DE MUESTRA | 2 |
| FORMA DE MUESTRA | cilíndrica |
| ALTURA (cm) | 9,70 |

| | |
|--|--------|
| DIAMETRO (cm) | 4,76 |
| PESO MUESTRA (gr) | 454,90 |
| AREA (cm²) | 17,79 |
| VOLUMEN (cm³) | 172,56 |
| γ (gr/cm³) | 2,64 |

| | |
|---------------------------------------|----------------|
| σ_{ci} (MPa) | 27,64 |
| Ei (MPa) | 2475,47 |

| | |
|---------------------------------------|--------------|
| σ_{ci} (MPa) | 27,64 |
| Resist (KN) | 49,4 |

MUESTRA 3

| DESPLAZAMIENTO VERTICAL x (0,01 mm) | RESISTENCIA (KN) | DEFORMACIÓN UNITARIA (ϵ) | ESFUERZO (KPa) | ESFUERZO (MPa) |
|--|-----------------------------|---|---------------------------|---------------------------|
| 0 | 0 | 0,0000 | 0,00 | 0,00 |
| 10 | 3,3 | 0,0010 | 1846,67 | 1,85 |
| 20 | 4,1 | 0,0020 | 2294,35 | 2,29 |
| 30 | 6,5 | 0,0031 | 3637,38 | 3,64 |
| 40 | 7 | 0,0041 | 3917,18 | 3,92 |
| 50 | 8,5 | 0,0051 | 4756,58 | 4,76 |
| 60 | 15 | 0,0061 | 8393,96 | 8,39 |
| 70 | 23,8 | 0,0071 | 13318,41 | 13,32 |
| 80 | 37,9 | 0,0082 | 21208,73 | 21,21 |
| 90 | 50 | 0,0092 | 27979,85 | 27,98 |
| 90 | 63,7 | 0,0092 | 35646,33 | 35,65 |
| 100 | 71,2 | 0,0102 | 39843,31 | 39,84 |
| 110 | 89,7 | 0,0112 | 50195,86 | 50,20 |
| 120 | 90,7 | 0,0122 | 50755,46 | 50,76 |

| | |
|-------------------------------------|------------|
| No. DE MUESTRA | 3 |
| FORMA DE MUESTRA | cilíndrica |
| ALTURA (cm) | 9,66 |
| DIAMETRO (cm) | 4,76 |
| PESO MUESTRA (gr) | 546,30 |
| AREA (cm²) | 17,80 |
| VOLUMEN (cm³) | 171,90 |
| γ (gr/cm³) | 3,18 |

| | |
|---------------------------------------|----------------|
| σ_{ci} (MPa) | 50,76 |
| Ei (MPa) | 6868,77 |

| | |
|---------------------------------------|--------------|
| σ_{ci} (MPa) | 50,76 |
| Resist (KN) | 90,7 |

MUESTRA 4

| DESPLAZAMIENTO VERTICAL x (0,01 mm) | RESISTENCIA (KN) | DEFORMACIÓN UNITARIA (ϵ) | ESFUERZO (KPa) | ESFUERZO (MPa) |
|--|-------------------------|---|-----------------------|-----------------------|
| 0 | 0 | 0,00000 | 0,00000 | 0,00 |
| 10 | 5,1 | 0,00102 | 2853,94516 | 2,85 |
| 20 | 10 | 0,00204 | 5595,97090 | 5,60 |
| 30 | 14,4 | 0,00306 | 8058,19810 | 8,06 |
| 40 | 26,9 | 0,00408 | 15053,16172 | 15,05 |
| 50 | 31,2 | 0,00510 | 17459,42921 | 17,46 |
| 60 | 40,8 | 0,00612 | 22831,56128 | 22,83 |
| 70 | 49,7 | 0,00714 | 27811,97538 | 27,81 |
| 80 | 60,6 | 0,00816 | 33911,58366 | 33,91 |
| 90 | 74,8 | 0,00918 | 41857,86234 | 41,86 |
| 90 | 88,7 | 0,00918 | 49636,26189 | 49,64 |
| 100 | 91,2 | 0,01020 | 51035,25462 | 51,04 |
| 110 | 98,7 | 0,01122 | 55232,23279 | 55,23 |

| | |
|--|------------|
| No. DE MUESTRA | 4 |
| FORMA DE MUESTRA | cilíndrica |
| ALTURA (cm) | 9,60 |
| DIAMETRO (cm) | 4,77 |
| PESO MUESTRA (gr) | 455,30 |
| AREA (cm²) | 17,87 |
| VOLUMEN (cm³) | 171,55 |
| γ (gr/cm³) | 2,65 |

| | |
|---------------------------------------|----------------|
| σ_{ci} (MPa) | 55,23 |
| Ei (MPa) | 6956,52 |

| | |
|---------------------------------------|--------------|
| σ_{ci} (MPa) | 55,23 |
| Resist (KN) | 98,7 |

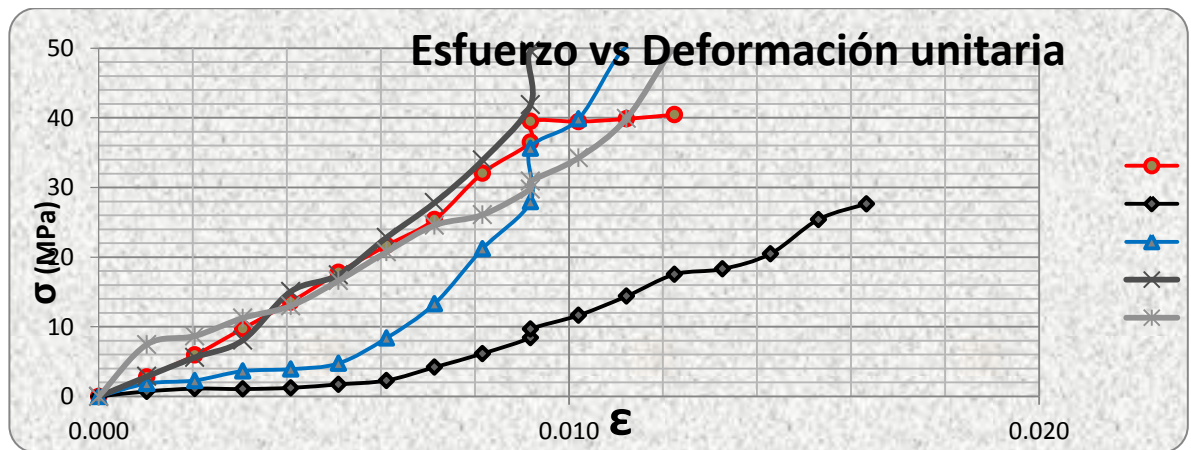
MUESTRA 5

| DESPLAZAMIENTO VERTICAL x (0,01 mm) | RESISTENCIA (KN) | DEFORMACIÓN UNITARIA (ϵ) | ESFUERZO (KPa) | ESFUERZO (MPa) |
|--|-----------------------------|---|---------------------------|---------------------------|
| 0 | 0 | 0,000 | 0,000 | 0,00 |
| 10 | 13,3 | 0,001 | 7442,641 | 7,44 |
| 20 | 15,5 | 0,002 | 8673,755 | 8,67 |
| 30 | 20,1 | 0,003 | 11247,902 | 11,25 |
| 40 | 23,2 | 0,004 | 12982,652 | 12,98 |
| 50 | 29,7 | 0,005 | 16620,034 | 16,62 |
| 60 | 37,1 | 0,006 | 20761,052 | 20,76 |
| 70 | 43,9 | 0,007 | 24566,312 | 24,57 |
| 80 | 46,6 | 0,008 | 26077,224 | 26,08 |
| 90 | 53,2 | 0,009 | 29770,565 | 29,77 |
| 90 | 55,2 | 0,009 | 30889,759 | 30,89 |
| 100 | 61,2 | 0,010 | 34247,342 | 34,25 |

| | | | | |
|-----|-------|-------|-----------|-------|
| 110 | 71,3 | 0,011 | 39899,273 | 39,90 |
| 120 | 89,7 | 0,012 | 50195,859 | 50,20 |
| 130 | 102,3 | 0,013 | 57246,782 | 57,25 |
| 140 | 117,8 | 0,014 | 65920,537 | 65,92 |
| 150 | 121,8 | 0,015 | 68158,926 | 68,16 |

| | |
|--|------------|
| No. DE MUESTRA | 5 |
| FORMA DE MUESTRA | cilíndrica |
| ALTURA (cm) | 9,74 |
| DIAMETRO (cm) | 4,74 |
| PESO MUESTRA (gr) | 461,20 |
| AREA (cm²) | 17,69 |
| VOLUMEN (cm³) | 172,30 |
| γ (gr/cm³) | 2,68 |

| | |
|---------------------------------------|----------------|
| σ_{ci} (MPa) | 68,16 |
| E_i (MPa) | 6181,66 |



MUESTRA 6

| DESPLAZAMIENTO VERTICAL x (0,01 mm) | RESISTENCIA (KN) | DEFORMACIÓN UNITARIA (ϵ) | ESFUERZO (KPa) | ESFUERZO (MPa) |
|---|---------------------|--|-------------------|-------------------|
| 0 | 0 | 0,00000000 | 0,00 | 0,00 |
| 10 | 2,3 | 0,00102669 | 1303,41 | 1,30 |
| 20 | 3,1 | 0,00205339 | 1756,77 | 1,76 |
| 30 | 5,1 | 0,00308008 | 2890,17 | 2,89 |
| 40 | 6,3 | 0,00410678 | 3570,21 | 3,57 |
| 50 | 7,9 | 0,00513347 | 4476,94 | 4,48 |
| 60 | 8,7 | 0,00616016 | 4930,30 | 4,93 |
| 70 | 10,4 | 0,00718686 | 5893,69 | 5,89 |
| 80 | 12 | 0,00821355 | 6800,41 | 6,80 |
| 90 | 15,8 | 0,00924025 | 8953,87 | 8,95 |
| 90 | 18,7 | 0,00924025 | 10597,30 | 10,60 |
| 100 | 21 | 0,01026694 | 11900,71 | 11,90 |
| 110 | 24,8 | 0,01129363 | 14054,18 | 14,05 |
| 120 | 30,9 | 0,01232033 | 17511,05 | 17,51 |
| 130 | 31,8 | 0,01334702 | 18021,08 | 18,02 |
| 140 | 39 | 0,01437372 | 22101,33 | 22,10 |
| 150 | 45,8 | 0,01540041 | 25954,89 | 25,95 |
| 160 | 58,6 | 0,01642710 | 33208,66 | 33,21 |
| 170 | 69,7 | 0,01745380 | 39499,04 | 39,50 |
| 180 | 76,4 | 0,01848049 | 43295,93 | 43,30 |

| | |
|--|------------|
| No. DE MUESTRA | 6 |
| FORMA DE MUESTRA | cilíndrica |
| ALTURA (cm) | 9,74 |
| DIAMETRO (cm) | 4,74 |
| PESO MUESTRA (gr) | 461,20 |
| AREA (cm²) | 17,646 |
| VOLUMEN (cm³) | 171,87 |
| γ (gr/cm³) | 2,68 |

| | |
|---------------------------------------|--------------|
| σ_{ci} (MPa) | 43,30 |
|---------------------------------------|--------------|

| | |
|-----------------|----------------|
| Ei (MPa) | 1650,91 |
|-----------------|----------------|

| | |
|---------------------------------------|--------------|
| σ_{ci} (MPa) | 43,30 |
| Resist (KN) | 76,4 |

MUESTRA 7

| DESPLAZAMIENTO VERTICAL x (0,01 mm) | RESISTENCIA (KN) | DEFORMACIÓN UNITARIA (ϵ) | ESFUERZO (KPa) | ESFUERZO (MPa) |
|--|-----------------------------|---|---------------------------|---------------------------|
| 0 | 0 | 0,00000 | 0,000 | 0,00 |
| 10 | 2,1 | 0,00103 | 1190,071 | 1,19 |
| 20 | 2,8 | 0,00205 | 1586,762 | 1,59 |
| 30 | 4,1 | 0,00308 | 2323,473 | 2,32 |
| 40 | 9,1 | 0,00411 | 5156,976 | 5,16 |
| 50 | 10,8 | 0,00513 | 6120,367 | 6,12 |
| 60 | 17,4 | 0,00616 | 9860,592 | 9,86 |
| 70 | 21,1 | 0,00719 | 11957,384 | 11,96 |
| 80 | 30,1 | 0,00821 | 17057,690 | 17,06 |
| 90 | 32,5 | 0,00924 | 18417,772 | 18,42 |
| 90 | 33,8 | 0,00924 | 19154,483 | 19,15 |
| 100 | 36,7 | 0,01027 | 20797,915 | 20,80 |
| 110 | 40,6 | 0,01129 | 23008,047 | 23,01 |
| 120 | 52,7 | 0,01232 | 29865,125 | 29,87 |
| 130 | 63,7 | 0,01335 | 36098,833 | 36,10 |
| 140 | 64,4 | 0,01437 | 36495,523 | 36,50 |
| 150 | 69,8 | 0,01540 | 39555,707 | 39,56 |
| 160 | 78,3 | 0,01643 | 44372,662 | 44,37 |
| 170 | 79,7 | 0,01745 | 45166,043 | 45,17 |

| | |
|-------------------------|-------------------|
| No. DE MUESTRA | 7 |
| FORMA DE MUESTRA | cilíndrica |

| | |
|--|--------|
| ALTURA (cm) | 9,77 |
| DIAMETRO (cm) | 4,74 |
| PESO MUESTRA (gr) | 455,20 |
| AREA (cm²) | 17,69 |
| VOLUMEN (cm³) | 172,83 |
| γ (gr/cm³) | 2,63 |

| | |
|---------------------------------------|----------------|
| σ_{ci} (MPa) | 45,17 |
| Ei (MPa) | 3643,75 |

| | |
|---------------------------------------|--------------|
| σ_{ci} (MPa) | 45,17 |
| Resist (KN) | 79,7 |

MUESTRA 8

| DESPLAZAMIENTO VERTICAL x (0,01 mm) | RESISTENCIA (KN) | DEFORMACIÓN UNITARIA (ϵ) | ESFUERZO (KPa) | ESFUERZO (MPa) |
|--|-------------------------|---|-----------------------|-----------------------|
| 0 | 0 | 0,0000 | 0,00 | 0,00 |
| 10 | 2,1 | 0,0010 | 1190,07 | 1,19 |
| 20 | 2,4 | 0,0021 | 1360,08 | 1,36 |
| 30 | 2,6 | 0,0031 | 1473,42 | 1,47 |
| 40 | 3 | 0,0041 | 1700,10 | 1,70 |
| 50 | 3,7 | 0,0051 | 2096,79 | 2,10 |
| 60 | 3,8 | 0,0062 | 2153,46 | 2,15 |
| 70 | 4 | 0,0072 | 2266,80 | 2,27 |
| 80 | 5,6 | 0,0082 | 3173,52 | 3,17 |
| 90 | 7,4 | 0,0092 | 4193,58 | 4,19 |
| 90 | 11,3 | 0,0092 | 6403,72 | 6,40 |
| 100 | 15 | 0,0103 | 8500,51 | 8,50 |
| 110 | 21,9 | 0,0113 | 12410,74 | 12,41 |
| 120 | 28,3 | 0,0123 | 16037,63 | 16,04 |
| 130 | 36,4 | 0,0133 | 20627,90 | 20,63 |

| | | | | |
|-----|------|--------|----------|-------|
| 140 | 37,8 | 0,0144 | 21421,29 | 21,42 |
| 150 | 43,9 | 0,0154 | 24878,16 | 24,88 |
| 160 | 47 | 0,0164 | 26634,93 | 26,63 |
| 170 | 50,8 | 0,0175 | 28788,39 | 28,79 |
| 180 | 60,6 | 0,0185 | 34342,06 | 34,34 |
| 190 | 65 | 0,0195 | 36835,54 | 36,84 |
| 200 | 72,3 | 0,0205 | 40972,46 | 40,97 |
| 210 | 74,4 | 0,0216 | 42162,53 | 42,16 |
| 220 | 80,5 | 0,0226 | 45619,40 | 45,62 |
| 230 | 86,7 | 0,0236 | 49132,95 | 49,13 |
| 240 | 89,4 | 0,025 | 50663,04 | 50,66 |

| | |
|-------------------------------------|------------|
| No. DE MUESTRA | 8 |
| FORMA DE MUESTRA | cilíndrica |
| ALTURA (cm) | 9,77 |
| DIAMETRO (cm) | 4,72 |
| PESO MUESTRA (gr) | 461,10 |
| AREA (cm²) | 17,50 |
| VOLUMEN (cm³) | 170,95 |
| γ (gr/cm³) | 2,70 |

| | |
|---------------------------------------|---------------|
| σ_{ci} (MPa) | 50,66 |
| Ei (MPa) | 822,43 |

| | |
|---------------------------------------|--------------|
| σ_{ci} (MPa) | 50,66 |
| Resist (KN) | 89,4 |

MUESTRA 9

| DESPLAZAMIENTO VERTICAL x (0,01 mm) | RESISTENCIA (KN) | DEFORMACIÓN UNITARIA (ϵ) | ESFUERZO (KPa) | ESFUERZO (MPa) |
|--|-------------------------|---|-----------------------|-----------------------|
|--|-------------------------|---|-----------------------|-----------------------|

| | | | | |
|-----|------|---------|-------------|-------|
| 0 | 0 | 0,00000 | 0,00000 | 0,00 |
| 10 | 10,2 | 0,00103 | 5780,34682 | 5,78 |
| 20 | 13,3 | 0,00205 | 7537,11889 | 7,54 |
| 30 | 15,7 | 0,00308 | 8897,20050 | 8,90 |
| 40 | 16,6 | 0,00411 | 9407,23110 | 9,41 |
| 50 | 20,3 | 0,00513 | 11504,02357 | 11,50 |
| 60 | 24,5 | 0,00616 | 13884,16638 | 13,88 |
| 70 | 31,2 | 0,00719 | 17681,06086 | 17,68 |
| 80 | 40 | 0,00821 | 22668,02675 | 22,67 |
| 90 | 50,7 | 0,00924 | 28731,72390 | 28,73 |
| 90 | 61,9 | 0,00924 | 35078,77139 | 35,08 |
| 100 | 64,6 | 0,01027 | 36608,86320 | 36,61 |
| 110 | 65,7 | 0,01129 | 37232,23393 | 37,23 |
| 120 | 75,8 | 0,01232 | 42955,91069 | 42,96 |
| 130 | 84,7 | 0,01335 | 47999,54664 | 48,00 |

| | |
|--|------------|
| No. DE MUESTRA | 9 |
| FORMA DE MUESTRA | cilíndrica |
| ALTURA (cm) | 9,76 |
| DIAMETRO (cm) | 4,75 |
| PESO MUESTRA (gr) | 463,10 |
| AREA (cm²) | 17,72 |
| VOLUMEN (cm³) | 172,95 |
| γ (gr/cm³) | 2,68 |

| | |
|---------------------------------------|----------------|
| σ_{ci} (MPa) | 48,00 |
| E_i (MPa) | 5129,15 |

| | |
|---------------------------------------|--------------|
| σ_{ci} (MPa) | 48,00 |
| Resist (KN) | 84,7 |

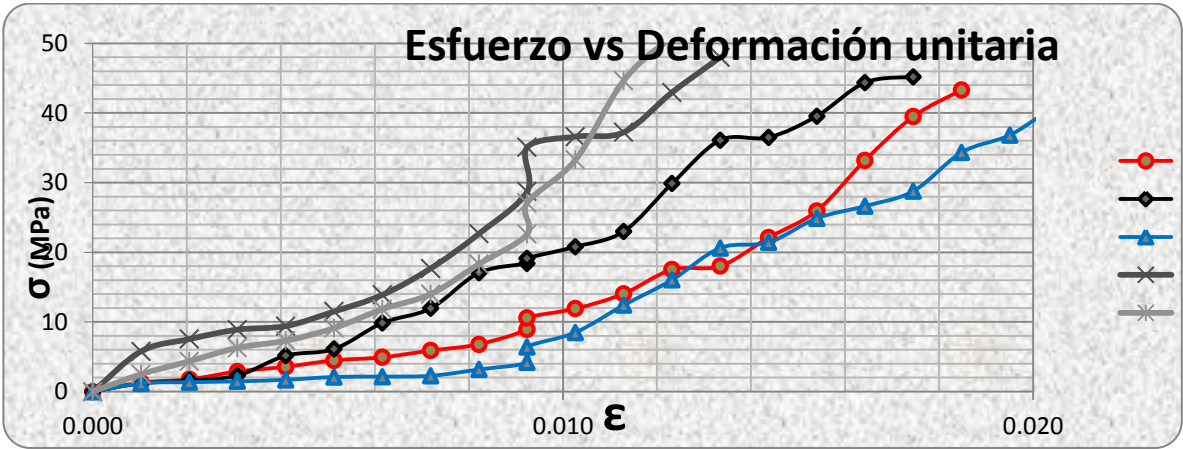
MUESTRA 10

| DESPLAZAMIENTO VERTICAL x (0,01 mm) | RESISTENCIA (KN) | DEFORMACIÓN UNITARIA (ϵ) | ESFUERZO (KPa) | ESFUERZO (MPa) |
|---|---------------------|--|-------------------|-------------------|
| 0 | 0 | 0,000 | 0,000 | 0,00 |
| 10 | 4,4 | 0,001 | 2493,483 | 2,49 |
| 20 | 7,7 | 0,002 | 4363,595 | 4,36 |
| 30 | 11,1 | 0,003 | 6290,377 | 6,29 |
| 40 | 12,9 | 0,004 | 7310,439 | 7,31 |
| 50 | 16,1 | 0,005 | 9123,881 | 9,12 |
| 60 | 20,9 | 0,006 | 11844,044 | 11,84 |
| 70 | 24,7 | 0,007 | 13997,507 | 14,00 |
| 80 | 32,3 | 0,008 | 18304,432 | 18,30 |
| 90 | 39,9 | 0,009 | 22611,357 | 22,61 |
| 90 | 47,8 | 0,009 | 27088,292 | 27,09 |
| 100 | 58,7 | 0,010 | 33265,329 | 33,27 |
| 110 | 78,8 | 0,011 | 44656,013 | 44,66 |
| 120 | 89,7 | 0,012 | 50833,050 | 50,83 |
| 130 | 96,8 | 0,013 | 54856,625 | 54,86 |
| 140 | 103,2 | 0,014 | 58483,509 | 58,48 |
| 150 | 105,2 | 0,015 | 59616,910 | 59,62 |

| | |
|--|------------|
| No. DE MUESTRA | 10 |
| FORMA DE MUESTRA | cilíndrica |
| ALTURA (cm) | 9,85 |
| DIAMETRO (cm) | 4,74 |
| PESO MUESTRA (gr) | 460,60 |
| AREA (cm²) | 17,65 |
| VOLUMEN (cm³) | 173,81 |
| γ (gr/cm³) | 2,65 |

| | |
|---------------------------------------|----------------|
| σ_{ci} (MPa) | 59,62 |
| E_i (MPa) | 7654,88 |

| | |
|---------------------|-------|
| σ_{ci} (MPa) | 59,62 |
| Resist (KN) | 105,2 |









RESISTENCIA AL DESGASTE

| PASA TAMIZ | | RETENIDO EN TAMIZ | | Peso inicial | Peso final |
|------------|-------|-------------------|-------|---------------|---------------|
| # | mm | # | mm | por tamiz(gr) | por tamiz(gr) |
| 1 1/2" | 37,50 | 1" | 25,40 | 1250 | 724 |
| 1" | 25,40 | 3/4" | 19,10 | 1250,3 | 706,1 |
| 3/4" | 19,10 | 1/2" | 12,70 | 1250,6 | 753,3 |
| 1/2" | 12,70 | 3/8" | 9,52 | 1250,1 | 471,6 |

| | | |
|---|------|--------|
| Peso inicial de la Muestra (gr) P1 | 5001 | 2655 |
| peso final de la Muestra (gr) P2 | | 3630,3 |
| Peso Retenido en Tamiz 1.68mm (gr) # 12 | | 975,3 |
| Cantidad de esferas (#) | | 12 |
| DESGASTE (%) | | 27,41% |
| Masa de las esferas (gr) | 5000 | |

| | |
|-----------------|--------|
| Desgaste Total | 27,41% |
| Desgaste (1") | 42,08% |
| Desgaste (3/4") | 43,54% |
| Desgaste (1/2") | 39,78% |
| Desgaste (3/8") | 62,28% |

ANEXO C. Tabla de Diaclasas Tomadas

| | Azimut | Buzamiento | Abertura | Espaciado | Filtraciones | Plano de Rugosidad |
|----|--------|------------|----------|-----------|--------------|--------------------|
| 1 | 203 | 80 | 0.3 | 25 | No | Rugoso |
| 2 | 169 | 82 | 0.5 | 40 | No | Rugoso |
| 3 | 188 | 81 | 0.5 | 44 | No | Rugoso |
| 4 | 162 | 65 | 0.8 | 50 | No | Rugoso |
| 5 | 253 | 61 | 0.5 | 25 | No | Rugoso |
| 6 | 152 | 87 | 0.2 | 30 | No | Rugoso |
| 7 | 196 | 87 | 0.7 | 35 | No | Rugoso |
| 8 | 201 | 85 | 0.8 | 40 | No | Rugoso |
| 9 | 45 | 74 | 0.9 | 25 | No | Rugoso |
| 10 | 246 | 65 | 0.4 | 28 | No | Rugoso |
| 11 | 61 | 30 | 0.5 | 30 | No | Rugoso |
| 12 | 47 | 56 | 0.5 | 43 | No | Rugoso |
| 13 | 204 | 66 | 0.5 | 45 | No | Rugoso |
| 14 | 240 | 82 | 0.5 | 34 | No | Rugoso |
| 15 | 196 | 81 | 0.5 | 43 | No | Rugoso |
| 16 | 353 | 74 | 0.6 | 28 | No | Rugoso |
| 17 | 15 | 56 | 0.4 | 25 | No | Rugoso |
| 18 | 359 | 66 | 0.7 | 28 | No | Rugoso |
| 19 | 315 | 74 | 0.7 | 43 | No | Rugoso |
| 20 | 282 | 64 | 0.7 | 45 | No | Rugoso |
| 21 | 243 | 69 | 0.5 | 65 | No | Rugoso |
| 22 | 180 | 72 | 0.8 | 43 | No | Rugoso |
| 23 | 220 | 62 | 0.8 | 79 | No | Rugoso |
| 24 | 60 | 75 | 0.8 | 35 | No | Rugoso |
| 25 | 210 | 80 | 0.9 | 64 | No | Rugoso |
| 26 | 200 | 81 | 0.1 | 23 | No | Rugoso |
| 27 | 201 | 71 | 0.2 | 43 | No | Rugoso |
| 28 | 178 | 65 | 0.2 | 56 | No | Rugoso |
| 29 | 114 | 64 | 0.2 | 24 | No | Rugoso |
| 30 | 205 | 82 | 0.2 | 67 | No | Rugoso |
| 31 | 330 | 81 | 0.2 | 43 | No | Rugoso |
| 32 | 300 | 76 | 0.5 | 12 | No | Rugoso |
| 33 | 155 | 78 | 0.4 | 25 | No | Rugoso |
| 34 | 187 | 60 | 0.3 | 34 | No | Rugoso |
| 35 | 219 | 57 | 0.4 | 65 | No | Rugoso |
| 36 | 203 | 32 | 0.6 | 33 | No | Rugoso |
| 37 | 87 | 55 | 0.7 | 43 | No | Rugoso |
| 38 | 350 | 66 | 0.7 | 54 | No | Rugoso |
| 39 | 245 | 76 | 0.7 | 51 | No | Rugoso |
| 40 | 132 | 87 | 0.5 | 16 | No | Rugoso |
| 41 | 119 | 86 | 0.5 | 19 | No | Rugoso |
| 42 | 253 | 70 | 0.4 | 31 | No | Rugoso |
| 43 | 152 | 68 | 0.5 | 36 | No | Rugoso |
| 44 | 196 | 70 | 0.4 | 76 | No | Rugoso |
| 45 | 180 | 34 | 0.4 | 87 | No | Rugoso |
| 46 | 92 | 79 | 0.3 | 23 | No | Rugoso |

| | | | | | | |
|----|-----|----|-----|----|----|--------|
| 47 | 76 | 64 | 0.3 | 54 | No | Rugoso |
| 48 | 167 | 73 | 0.5 | 32 | No | Rugoso |
| 49 | 255 | 82 | 0.6 | 11 | No | Rugoso |
| 50 | 241 | 30 | 0.5 | 35 | No | Rugoso |
| 51 | 169 | 66 | 0.6 | 32 | No | Rugoso |
| 52 | 55 | 65 | 0.5 | 32 | No | Rugoso |
| 53 | 320 | 87 | 0.5 | 32 | No | Rugoso |
| 54 | 169 | 72 | 0.2 | 54 | No | Rugoso |
| 55 | 160 | 76 | 0.8 | 31 | No | Rugoso |
| 56 | 250 | 32 | 0.8 | 54 | No | Rugoso |
| 57 | 33 | 66 | 0.7 | 50 | No | Rugoso |
| 58 | 60 | 50 | 0.6 | 55 | No | Rugoso |
| 59 | 87 | 40 | 0.7 | 52 | No | Rugoso |
| 60 | 354 | 87 | 0.9 | 53 | No | Rugoso |
| 61 | 55 | 45 | 0.8 | 40 | No | Rugoso |
| 62 | 174 | 63 | 0.3 | 45 | No | Rugoso |
| 63 | 163 | 88 | 0.3 | 45 | No | Rugoso |
| 64 | 94 | 81 | 0.9 | 45 | No | Rugoso |
| 65 | 132 | 69 | 0.4 | 50 | No | Rugoso |
| 66 | 158 | 27 | 0.5 | 50 | No | Rugoso |
| 67 | 342 | 63 | 0.5 | 55 | No | Rugoso |
| 68 | 146 | 55 | 0.5 | 60 | No | Rugoso |
| 69 | 185 | 68 | 0.6 | 60 | No | Rugoso |
| 70 | 189 | 59 | 0.6 | 45 | No | Rugoso |
| 71 | 160 | 81 | 0.6 | 39 | No | Rugoso |
| 72 | 77 | 39 | 0.5 | 40 | No | Rugoso |
| 73 | 332 | 45 | 0.6 | 43 | No | Rugoso |
| 74 | 259 | 53 | 0.8 | 42 | No | Rugoso |
| 75 | 289 | 64 | 0.8 | 41 | No | Rugoso |
| 76 | 240 | 61 | 0.8 | 40 | No | Rugoso |
| 77 | 60 | 88 | 0.5 | 40 | No | Rugoso |
| 78 | 71 | 83 | 0.3 | 35 | No | Rugoso |
| 79 | 29 | 73 | 0.2 | 35 | No | Rugoso |
| 80 | 220 | 62 | 0.2 | 43 | No | Rugoso |
| 81 | 165 | 58 | 0.2 | 23 | No | Rugoso |
| 82 | 168 | 69 | 0.4 | 34 | No | Rugoso |
| 83 | 189 | 73 | 0.4 | 32 | No | Rugoso |
| 84 | 180 | 70 | 0.7 | 12 | No | Rugoso |
| 85 | 210 | 63 | 0.5 | 45 | No | Rugoso |
| 86 | 310 | 54 | 0.5 | 45 | No | Rugoso |
| 87 | 87 | 59 | 0.7 | 45 | No | Rugoso |
| 88 | 231 | 61 | 0.7 | 50 | No | Rugoso |
| 89 | 313 | 31 | 0.6 | 55 | No | Rugoso |
| 90 | 240 | 43 | 0.6 | 60 | No | Rugoso |
| 91 | 348 | 49 | 0.5 | 59 | No | Rugoso |
| 92 | 160 | 63 | 0.5 | 65 | No | Rugoso |
| 93 | 154 | 55 | 0.5 | 56 | No | Rugoso |
| 94 | 220 | 78 | 0.5 | 56 | No | Rugoso |

| | | | | | | |
|----|-----|----|-----|----|----|--------|
| 95 | 231 | 78 | 0.4 | 59 | No | Rugoso |
| 96 | 189 | 60 | 0.4 | 41 | No | Rugoso |
| 97 | 194 | 67 | 0.3 | 41 | No | Rugoso |

ANEXO D Tabla de Techo y muro minero del KG1

| SON DEO | XUT M | YUT M | CO TA | PROF UND | TEC HO | MU RO | POTE NCIA | LEY MEDIA ACUMU LADA | ACUMUL ACIÓN | COT A TEC HO | CO TA MU RO |
|---------|----------|----------|-------|----------|---------|---------|-----------|----------------------|--------------|--------------|-------------|
| 2-0-2 | 1021 807 | 1011 874 | 307 4 | 161,00 | 45,5 7 | 104 ,40 | 58,82 | 66,33 | 3901,53 | 302 8 | 297 0 |
| 2-1-0 | 1021 793 | 1011 785 | 309 8 | 110,00 | 37,9 0 | 107 ,00 | 69,1 | 72,26 | 4993,07 | 306 0 | 299 1 |
| 2-1-1 | 1021 661 | 1011 827 | 312 1 | 183,40 | 46,4 0 | 168 ,10 | 121,7 | 61,86 | 7527,76 | 307 5 | 295 3 |
| EB-1-1 | 1021 641 | 1011 812 | 312 1 | 145,75 | 117, 50 | 142 ,00 | 24,5 | 59,34 | 1453,83 | 300 4 | 297 9 |
| EB-1-4 | 1021 820 | 1011 837 | 308 2 | 108,50 | 39,2 5 | 108 ,50 | 69,25 | 65,09 | 4507,48 | 304 3 | 297 4 |
| EB-1-5 | 1021 730 | 1011 889 | 310 3 | 397,85 | 83,2 0 | 147 ,45 | 64,25 | 60,19 | 3867,2 | 302 0 | 295 6 |
| EB-1-6 | 1021 646 | 1011 727 | 312 4 | 143,40 | 67,7 6 | 103 ,71 | 35,95 | 44,67 | 1605,89 | 305 6 | 302 0 |
| 2-0-1 | 1021 898 | 1011 852 | 306 1 | 140,00 | 32,3 0 | 100 ,00 | 67,7 | 78,19 | 5293,46 | 302 9 | 296 1 |
| 2-0-X | 1021 851 | 1011 865 | 307 6 | 283,46 | 62,5 0 | 94, 48 | 31,98 | 60,8 | 1944,38 | 301 4 | 298 2 |
| 2-3-4 | 1021 551 | 1011 648 | 311 7 | 90,00 | 3,00 | 84, 60 | 86,9 | 76,14 | 6213,02 | 311 4 | 303 2 |
| EB-1-3 | 1021 924 | 1011 864 | 305 2 | 76,00 | 27,3 0 | 48, 50 | 21,2 | 61,81 | 1310,37 | 302 5 | 300 4 |
| 2-3-3 | 1021 598 | 1011 632 | 308 6 | 56,50 | 14,0 0 | 25, 80 | 11,8 | | | 307 2 | 306 0 |
| EB-1-13 | 1021 765 | 1011 747 | 309 3 | 80,30 | 34,0 0 | 52, 00 | 18 | | | 305 9 | 304 1 |

ANEXO E. Tabla de techo y muro minero del KC2

| SONDEO | XUTM | YUTM | COTA | PROFUND | TECHO | MURO | Cota Techo | Cota Muro |
|--------|---------|---------|------|---------|-------|--------|------------|-----------|
| 2-0-2 | 1021807 | 1011874 | 3074 | 161,00 | 45,57 | 104,40 | 3028 | 2970 |
| 2-1-0 | 1021793 | 1011785 | 3098 | 110,00 | 37,90 | 107,00 | 3060 | 2991 |
| 2-1-1 | 1021661 | 1011827 | 3121 | 183,40 | 46,40 | 133,00 | 3075 | 2988 |
| EB-1-1 | 1021641 | 1011812 | 3121 | 145,75 | 84,50 | 142,00 | 3037 | 2979 |
| EB-1-4 | 1021820 | 1011837 | 3082 | 108,50 | 39,25 | 108,50 | 3043 | 2974 |
| EB-1-5 | 1021730 | 1011889 | 3103 | 397,85 | 83,00 | 147,45 | 3020 | 2956 |

| | | | | | | | | |
|--------|---------|---------|------|--------|-------|--------|------|------|
| EB-1-6 | 1021646 | 1011727 | 3124 | 143,40 | 67,76 | 103,71 | 3056 | 3020 |
| 2-0-1 | 1021898 | 1011852 | 3061 | 140,00 | 32,30 | 100,00 | 3029 | 2961 |
| 2-0-X | 1021851 | 1011865 | 3076 | 283,46 | 47,50 | 94,48 | 3029 | 2982 |
| 2-3-4 | 1021551 | 1011648 | 3117 | 90,00 | | 84,60 | | 3032 |
| EB-1-3 | 1021924 | 1011864 | 3052 | 76,00 | | 48,50 | | |
| 2-3-3 | 1021598 | 1011632 | 3086 | 56,50 | 14,00 | 25,80 | | 3060 |

ANEXO F. Tabla de techo y Muro minero del KC2

| SONDEO | XUTM | YUTM | COTA | PROFUND | COTA TECHO | COTA MURO | Profund techo | Profund muro | OBSERVACIONES |
|---------|------------|------------|---------|---------|---------------|--------------|------------------|-----------------|--|
| 2-0-Y | 1022050,97 | 1011827,35 | 2985,20 | 171,00 | 2902,50 | 2876,20 | 82,70 | 109,00 | |
| 2-3-1 | 1021791,87 | 1011571,80 | 3034,84 | 100,00 | 2974,34 | 2948,34 | 60,05 | 86,50 | Sin análisis |
| 2-3-2 | 1021734,92 | 1011552,31 | 3046,00 | 92,11 | 2960,00 | | 86,00 | 92,00 | Fin del sondeo alcanzar muro |
| CMX-1 | 1021973,73 | 1011727,81 | 3031,28 | 175,00 | 3031,28 | 3031,28 | | | Sin análisis |
| CMX-11 | 1021860,81 | 1011680,91 | 3044,34 | | 3044,34 | 3044,34 | | | Sin análisis |
| CMX-12 | 1021860,25 | 1011609,51 | 3029,44 | 121,00 | 2957,49 | 2938,84 | 71,95 | 90,60 | Sin análisis |
| CMX-2 | 1021800,94 | 1011642,62 | 3052,23 | 141,00 | 2946,98 | 2913,68 | 105,24 | 138,55 | |
| CMX-3 | 1022121,83 | 1011816,67 | 2968,02 | 88,00 | 2968,02 | 2968,02 | | | Sin análisis |
| CMX-6 | 1021718,57 | 1011595,09 | 3052,09 | 168,00 | 2950,89 | 2916,69 | 101,20 | 135,40 | Sin análisis |
| EB-2-1 | 1021919,10 | 1011736,26 | 3059,48 | 187,50 | 2896,80 | 2874,00 | 161,68 | 185,48 | |
| EB-2-10 | 1022062,66 | 1011749,91 | 3006,52 | 153,00 | 2932,10 | 2903,10 | 74,42 | 102,72 | |
| EB-2-11 | 1022077,59 | 1011815,32 | 2980,40 | 170,80 | 2918,68 | 2893,32 | 63,90 | 90,15 | Inclinado 15° |
| EB-2-12 | 1022123,19 | 1011757,59 | 2978,86 | 150,00 | 2926,96 | 2921,44 | 51,90 | 66,30 | Inclinado 30° |
| EB-2-2 | 1021746,43 | 1011619,64 | 3067,86 | 157,15 | 2962,26 | 2920,26 | 105,60 | 147,60 | |
| EB-2-3 | 1022078,04 | 1011668,86 | 2970,33 | 71,25 | 2958,90 | 2930,90 | 11,43 | 39,43 | Dos capas de caliza KC2 |
| EB-2-4 | 1021917,63 | 1011605,69 | 3012,42 | 65,15 | 2980,90 | 2954,00 | 31,52 | 58,42 | Tramo de 33,05 m de caliza sin analizar |
| EB-2-5 | 1022159,57 | 1011740,42 | 2958,04 | 71,50 | 2929,64 | 2922,96 | 28,40 | 35,08 | Sin análisis |
| EB-2-6 | 1022110,90 | 1011780,59 | 2983,92 | 72,90 | 2937,92 | 2913,92 | 46,00 | 70,00 | |
| EB-2-7 | 1021996,31 | 1011637,60 | 2989,37 | 80,05 | 2972,52 | 2942,87 | 16,85 | 46,50 | |
| EB-2-8 | 1021930,66 | 1011685,16 | 3035,37 | 141,30 | 2930,76 | 2897,66 | 104,61 | 137,71 | |
| EB-2-9 | 1022008,15 | 1011743,83 | 3020,27 | 157,30 | 2912,25 | 2884,50 | 108,02 | 135,77 | |
| CMX-10 | 1022065,04 | 1011979,98 | 3021,78 | | | | | | |

ANEXO G. Clasificación geomecánica de macizos rocosos según CSIR.

| | | | | | | | | | |
|---|---------------------------------------|-------------------------------|--------------------|----------------------|--------------------|-----------------------|-------------------------|-------|----|
| 1 | Resistencia de la matriz rocosa (Mpa) | Ensayo de carga puntual | >10 | 10 - 4 | 4 - 2 | 2 - 1 | Compresión simple (Mpa) | | |
| | | Compresión simple | >250 | 250 - 100 | 100 - 50 | 50 - 25 | 25 - 5 | 5 - 1 | <1 |
| | Puntuación | | 15 | 12 | 7 | 4 | 2 | 1 | 0 |
| 2 | RQD % | | 90% - 100% | 75% - 90% | 50% - 75% | 25% - 50% | < 25% | | |
| | Puntuación | | 20 | 17 | 13 | 6 | 3 | | |
| 3 | Separación entre diaclasas | | > 2 m | 0,6 - 2 m | 0,2 - 0,6 m | 0,06 - 0,2 m | < 0,06 m | | |
| | Puntuación | | 20 | 15 | 10 | 8 | 5 | | |
| 4 | Estado de las discontinuidades | Longitud de la discontinuidad | < 1 m | 1 - 3 m | 3 - 10 m | 10 - 20 m | > 20 m | | |
| | | Puntuación | 6 | 4 | 2 | 1 | 0 | | |
| | | Abertura | Nada | < 0,1 mm | 0,1 - 1,0 mm | 1 - 5 mm | > 5 mm | | |
| | | Puntuación | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 | | |
| | | Rugosidad | muy rugosa | rugosa | Ligera/ rugosa | ondulada | suave | | |
| | | Puntuación | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 | | |
| | | Relleno | Ninguno | relleno duro < 5 mm | relleno duro >5 mm | relleno blando < 5 mm | relleno blando >5 mm | | |
| | | Puntuación | 6 | 4 | 2 | 2 | 0 | | |
| | | Alteración | inalterada | ligeramente alterada | moderada/ alterada | muy alterada | descompuesta | | |
| | | Puntuación | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 | | |
| 5 | Presiones | Situación General | Completamente seco | Húmedo | Mojado | Goteando | Fluyendo | | |
| | | Puntuación | 15 | 10 | 7 | 4 | 0 | | |

ANEXO H. Cuadro de corrección por rumbo de las discontinuidades.

| Dirección y rumbo de las discontinuidades | | Muy Favorable | Favorable | Regular | Desfavorable | Muy desfavorable |
|---|-------------|---------------|-----------|---------|--------------|------------------|
| Put. | Túneles | 0 | -2 | -5 | -10 | -12 |
| | Cimentación | 0 | -2 | -7 | -15 | -25 |
| | Taludes | 0 | -5 | -25 | -50 | -60 |

ANEXO L. Cuadro de puntuación para las evaluaciones para el macizo rocoso

Resumen de puntuación para la clasificación por RMR

| PARAMETRO DE CLASIFICACION | PUNTUACION |
|---------------------------------|------------|
| RESISTENCIA DE LA MATRIZ ROCOSA | 12 |
| RQD | 20 |
| SEPARACION ENTRE DIACLASAS | 15 |
| ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES | 27 |
| AGUA FREATICA O NIVEL FREÁTICO | 10 |
| AJUSTE POR DISCONTINUIDADES | -5 |
| EVALUACION TOTAL | 79 |







ANEXO I. Cuadro de puntuación GSI

Pick GSI Value

Rock Type: General

GSI Selection: 75

OK






| | | SURFACE CONDITIONS | | | | |
|---|---|------------------------------|------|------|------|-----------|
| | | VERY GOOD | GOOD | FAIR | POOR | VERY POOR |
| STRUCTURE | | DECREASING SURFACE QUALITY → | | | | |
|  INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities | DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES ↓ | 90 | 80 | 70 | 60 | N/A |
|  BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets | | 50 | 40 | 30 | 20 | |
|  VERY BLOCKY - interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets | | 10 | N/A | N/A | N/A | |
|  BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity | | N/A | N/A | N/A | N/A | |
|  DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces | | N/A | N/A | N/A | N/A | |
|  LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes | | N/A | N/A | N/A | N/A | |

ANEXO J Cuadro de estimación de la constante m_i de las rocas.

| Tipo de roca | Clase | Grupo | TEXTURA | | | |
|--------------|------------------------|------------|---|---------------------------|--|-------------------|
| | | | Gruesa | Media | Fina | Muy fina |
| SEDIMENTARIA | Clásica | | Conglomerado (21±3) | Arenisca (19±4) | Lodolita (7±2) | Arcillolita (4±2) |
| | No clásica | Orgánicos | | Marga 7 Carbón (8±21) | | |
| | | Carbonatos | Brecha (20±2) | Caliza Esparística (10±5) | Caliza Micrita (8±3) | |
| | | Químicos | R. Yesífera (16) | Anhidrita (12±2) | | Yeso (10±2) |
| METAMORFICA | No Foliada | | Mármol (9±3) | Corneada (19±4) | Cuarcita (20±3) | |
| | Ligeramente Foliada | | Migmátita (29±3) | Anfibolita (26±6) | Milonitas (6) | |
| | Foliada+ | | Gneis (28±5) | Esquisto (10±3) | Filita (7±3) | Pizarra (7±4) |
| ÍGNEA | Clara | | Granito (32±3) Granodiorita (29±3) Diorita (25±5) | | Riolita (16) Dacita (25±3) Andesita (25±5) | Obsidiana (19±3) |
| | Oscura | | Grabo (27±3) Norita (20±5) | Dolerita (16±5) | | |
| | Extrusiva Piroclástica | | Aglomerado (19±3) | Brecha (19±5) | Tufa (13±5) | |

Fuente Hoek & Brown Criterion 2002 (Roclab)

ANEXO K. Cuadro de estimación del factor de perturbación D.

| Appearance of rock mass | Description of rock mass | Suggested value of D |
|---|---|--|
|  | Excellent quality controlled blasting or excavation by Tunnel Boring Machine results in minimal disturbance to the confined rock mass surrounding a tunnel | D = 0 |
|  | Mechanical or hand excavation in poor quality rock masses (no blasting) results in minimal disturbance to the surrounding rock mass. Where squeezing problems result in significant floor heave, disturbance can be severe unless a temporary invert, as shown in the photograph, is placed. | D = 0 D = 0.5 No invert |
|  | Very poor quality blasting in a hard rock tunnel results in severe local damage, extending 2 or 3 m, in the surrounding rock mass. | D = 0.8 |
|  | Small scale blasting in civil engineering slopes results in modest rock mass damage, particularly if controlled blasting is used as shown on the left hand side of the photograph. However, stress relief results in some disturbance. | D = 0.7 Good blasting D = 1.0 Poor blasting |
|  | Very large open pit mine slopes suffer significant disturbance due to heavy production blasting and also due to stress relief from overburden removal. In some softer rocks excavation can be carried out by ripping and dozing and the degree of damage to the slopes is less. | D = 1.0 Production blasting D = 0.7 Mechanical excavation |

Fuente Hoek & Brown Criterion 2002 (Roclab)